

**Universidad Nacional de Ingeniería**  
**FACULTAD DE INGENIERIA**  
**GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**Operaciones Unitarias de Producción**  
**Minera en Cobriza**

**TESIS**

**Para Optar El Título Profesional De**  
**INGENIERO DE MINAS**

**Cesar A. Valcarcel Pasara**

**Promoción 85 — I**

**Lima - Perú**

**1989**

### Dedicatoria

Al esforzado y valiente Minero  
Peruano, cuyo sacrificado trabajo,  
día tras día, a través de  
los siglos, ha contribuido y  
contribuye a la grandeza de la  
Patria.

## Prólogo

Presento este modesto trabajo titulado "Operaciones Unitarias de Producción Minera en Cobriza", como Tesis de Grado para obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas.

El afán que me mueve al presentar este trabajo es dar a conocer cómo se realizan las diferentes operaciones mineras en la mina subterránea más grande del Perú. En el poco material escrito que hay sobre Cobriza, se describen las diferentes operaciones tal como fueron planeadas en el planeamiento de minado, pero no se dice como es que se trabaja en la realidad, con qué eficiencia se trabaja, cuáles son las eficiencias de las máquinas en su trabajo diario, cuáles son las características de su relleno hidráulico, etc.; Con este trabajo intento cubrir algo de este vacío.

Al estar haciendo la presente Tesis, cuando estuve buscando bibliografía sobre Cobriza, comprobé con gran desilusión que no existía ni una sola tesis sobre Cobriza en la Biblioteca de Minas de la UNI.

El presente trabajo no se limita sólo a la parte descriptiva, sino que se investigan con qué eficiencias se efectúan las operaciones, con qué eficiencias trabajan las máquinas, siguiendo paso a paso los criterios para hallar dichas eficiencias.

En la parte del relleno hidráulico es donde más me he exployado, el trabajo así lo requería.

Presento un Estudio de Relleno Hidráulico, cuya finalidad fue básicamente investigar qué cantidad de relleno hidráulico llega a la mina; se investiga también las características del relleno hidráulico; Se investiga también en dicho Estudio, qué porcentaje de relave se va a la mina como relleno, y qué porcentaje se va al río Mantaro como desperdicio.

Presento pues este modesto trabajo, con la satisfacción que dá el trabajo llegado a su fin, y aunque sigo pensando que no es un trabajo completo, lo pongo a consideración de los Señores Miembros del Jurado, no sin antes agradecer a las personas que me ayudaron en su elaboración.

## Indice

	<u>Pág.</u>
1.- Generalidades	1
1.1.- Introducción	1
1.2.- Geología Regional	2
1.3.- Geología de la Mina Cobriza	3
1.4.- Métodos de Cubicación	7
1.5.- Clasificación de Mineral	9
1.6.- Reservas de Mineral de la Mina Cobriza 1987	9
2.- Descripción del Método de Explotación	11
3.- Operaciones Unitarias de Producción Minera	14
3.1.- Perforación	14
3.1.1.- Descripción de la Perforación	14
3.1.2.- Características Técnicas del Jumbo H 121	17
3.1.3.- Tiempos de Perforación	18
3.1.4.- Eficiencia de Perforación	19
3.2.- Relleno Hidráulico	20
3.2.1.- Relleno Hidráulico: Descripción	20
3.2.2.- Descripción de las Bombas Mars	21
3.2.3.- Datos de Operación	22
3.2.4.- Cálculos de Relleno Hidráulico para Junio 1987.	24
3.2.5.- Estudio de Relleno Hidráulico	28
3.2.5.1.- Primer Muestreo del Under Flow, Over Flow y del Relave; funcio nando 1 circuito de la Concen- tradora.	28
3.2.5.2.- Análisis de Malla del Under Flow, Over Flow y Relave, del Primer Muestreo.	29
3.2.5.3.- Segundo Muestreo del Under Flow, Over Flow y del Relave; funcio nando los 2 circuitos de la Concentradora.	31
3.2.5.4.- Análisis de Malla del Under Flow, Over Flow y Relave, del Segundo Muestreo.	32



3.2.5.5.-	Determinación de la Gravedad Es- pecífica.	33
3.2.5.6.-	Cálculo del Relave, Under Flow y Over Flow, funcionando 1 cir- cuito de la Concentradora.	35
3.2.5.7.-	Cálculo del Relave, Under Flow y Over Flow funcionando los 2 circuitos de la Concentradora.	40
3.2.5.8.-	Análisis de la Calidad del Relle no Hidráulico.	45
3.3.-	Relleno Convencional	
3.3.1.-	Relleno Convencional: Descripción	51
3.3.2.-	Canchas de Relleno	51
3.3.3.-	Disponibilidad Mecánica de los Camiones. Zona 1.	51
3.3.4.-	Características Técnicas de los Camiones	54
3.3.5.-	Pesos de los Camiones	55
3.3.6.-	Eficiencia de los Camiones Dux	55
3.4.-	Voladura	59
3.4.1.-	Descripción de la Voladura	59
3.4.2.-	Cálculos de Voladura	60
3.5.-	Limpieza	64
3.5.1.-	Características Técnicas del Scooptram ST-13.	64
3.5.2.-	Eficiencia del Scooptram ST-13	65
3.6.-	Extracción	69
3.6.1.-	Extracción y Skipeo	69
3.6.2.-	Linea Decauville y Accesorios	70
3.6.3.-	Cantidad de Material que entra en los Rieles.	72
3.7.-	Sostenimiento	73
3.8.-	Ventilación	76
3.8.1.-	Descripción	76
3.8.2.-	Ventilación	77

	<u>Pág.</u>
3.8.3.- Control de la Cantidad de Aire en Cobrizo.- (Febrero 1987)	77
4.- Conclusiones y Recomendaciones	79
5.- Bibliografía	82
Información Adicional:	83
Catálogo de Bombas Mars	
Catálogo de los Camiones Dux	
Catálogo del Scooptram ST-13 Wagner	

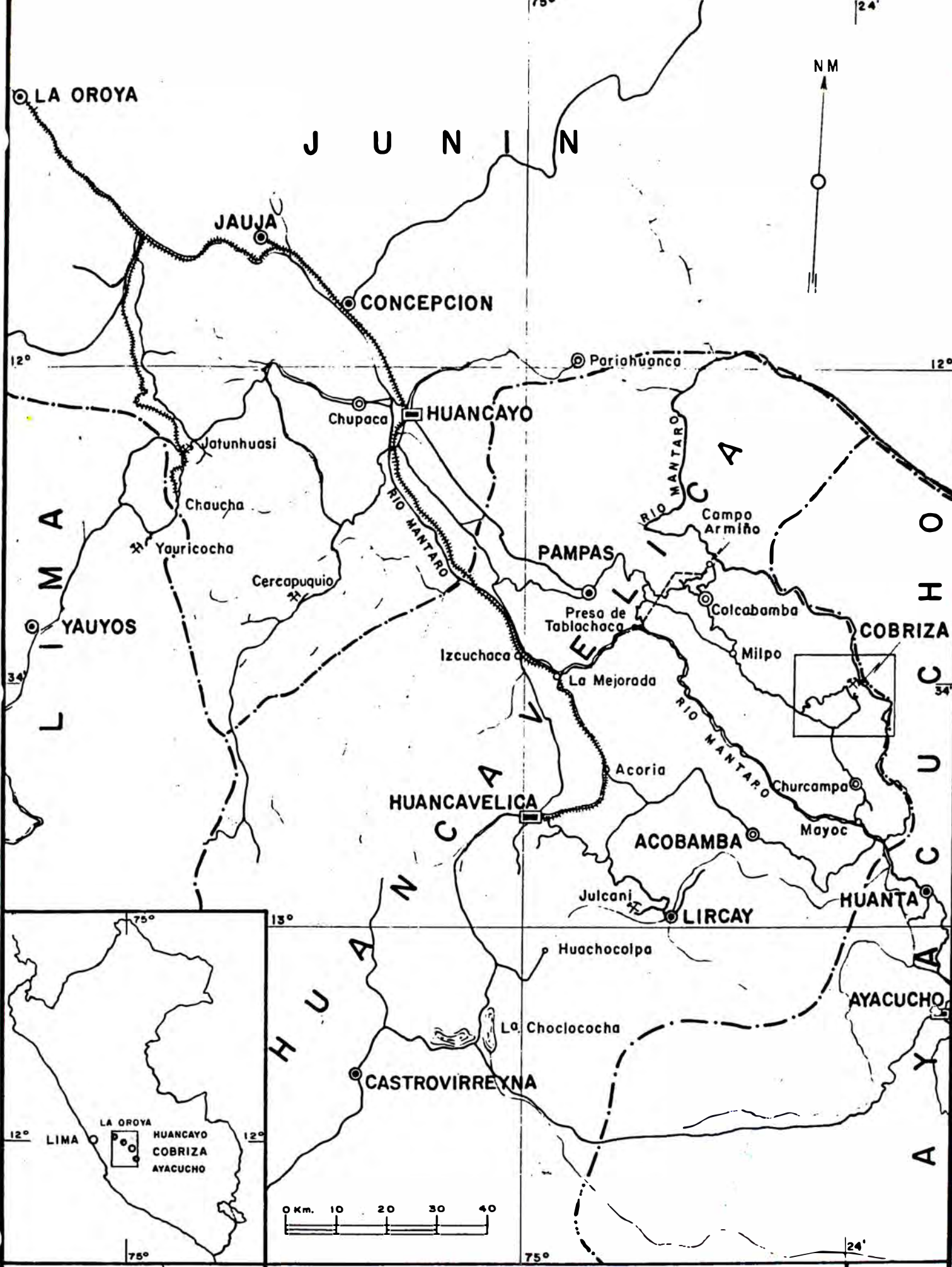
## 1.- Generalidades

1.1.- Introducción.- El asiento minero de Cobriza está localizado políticamente en el distrito de San Pedro de Coris, provincia de Churcampa, departamento de Huancavelica. Sus coordenadas geográficas son 74° 24' de longitud Oeste y 12° 34' de latitud Sur, y la altura promedio es de 2500 metros sobre el nivel del mar.

Las labores mineras sobre el manto mineralizado están ubicadas en la margen izquierda del río Mantaro y sobre uno de los flancos de la Cordillera Oriental de los Andes, en la zona donde el río tiene la dirección Noroeste que forma la península de Tayacaja. La topografía es bastante accidentada, lo cual hace más difícil el acceso a Cobriza, prolongando la distancia de la carretera entre La Oroya y Cobriza a 366 kilómetros, siendo en línea recta 190 kilómetros la distancia entre estos dos puntos.

La existencia de estos yacimientos fue reportado por el sabio italiano Antonio Raimondi en el año 1866; posteriormente E.I. Dueñas en 1908, describió con más detalle la mineralización de la zona bajo el nombre de "Casque". Basado en estos informes despierta el interés de la Cerro de Pasco en la zona y comienzan los estudios geológicos en los años 1926 a 1927 con resultados negativos por razones de orden económico; sin embargo las características geológicas del Distrito mantuvieron el interés en él, hasta 1956, año en el cual la Cerro de Pasco suscribe una opción de compra para las concesiones que cubren el área mineralizada, iniciándose de esta manera la decidida exploración geológica y los estudios económicos de factibilidad, que dieron como resultado el descubrimiento del depósito de cobre actualmente en explotación en el distrito minero de Cobriza.

Los trabajos de desarrollo subterráneo en busca de mayores reservas para garantizar la inversión, así como la construcción de las instalaciones metalúrgicas y de servicio se efectuaron durante los años 1966 a 1967, iniciándose en Diciembre de 1967. La producción de cobre se inició con un ritmo de 1000 T.C.S./día, luego de



TOPOGRAFIA	Inat. G. M.	FECHA	1973	CENTROMIN PERU	DIVISION COBRIZA	
GEOLÓGICA		FECHA		MAPA MOSTRANDO LA UBICACION DE LA MINA COBRIZA		
DIBUJADO	U. B. V.	FECHA	Abr. '82			
REVISADO	C. L. A.	FECHA	" "	Escala	1:1'000,000	FIGURA Nº 1

2100 T.C.S./día, posteriormente 2600 T.C.S./día, y finalmente 10,000 T.C.S./día, a fines de 1983, luego de una ampliación total de las instalaciones en la mina, servicios y nueva planta Concentradora en la Pampa de Coris.

1.2.- Geología Regional.- El distrito minero de Cobriza se halla cubierto por sedimentos de edad carbonífera a Jurásica, que se encuentran ampliamente plegados, formando un gran Anticlinorio, dentro del cual destaca el Anticlinal de Coris. Esta secuencia de sedimentos es una intercalación de estratos de lutitas, pizarras, areniscas y cuarcitas, las que están intruidas por rocas graníticas de dimensión batolítica que afloran con dirección NO - SE y por rocas intrusivas de composición intermedia a básica más recientes.

a) Estratigrafía.- Las rocas sedimentarias en el area de Cobriza pertenecen al Paleozoico; se han identificado tres unidades litológicas, representadas por el Grupo Tarma, Copacabana y Mitu. Los depósitos de talud son característicos de la zona.

b) Intrusivos.- Las rocas intrusivas en el area de Cobriza están representadas por un cuerpo granítico de dimensiones batolíticas, y numerosos diques, sills y stocks de dacita, andesita, monzonita cuarcífera y diorita cuarcífera.

c) Plegamiento y Fracturamiento.- La estructura principal del distrito está definida por el "Anticlinal de Coris" cuyo eje tiene un rumbo general al Noroeste y doble hundida hacia el Sureste - Noroeste. Este anticlinal forma parte de un anticlinorio, siendo los anticlinales de ejes paralelos con rumbo aproximado de N 45° O.

La naturaleza domática de Coris es comprobada fácilmente en la parte Norte del distrito, no así en la parte Sur (cerca a la mina Santa Rosa), donde la estructura se encuentra complicada por la presencia de:

1.- Contorsiones estrechas de pliegues contemporaneos en la caliza Cobriza, contrasta con las lutitas adyacentes



que exhiben sólo plegamientos suaves.

2.- Numerosos diques.

3.- Dos fallas o zonas de fallas con rumbo general Este - Oeste y buzamiento vertical.

Se observan cuatro sistemas principales de fracturamiento, dos longitudinales siguiendo la dirección Noroeste - Sureste, y los otros dos transversales siguiendo las direcciones Este - Oeste y Norte - Sur.

En superficie se observan numerosas fallas con desplazamientos que varían entre 10 y más de 200 m.

1.3.- Geología de la Mina Cobriza.- La mineralogía en el distrito minero de Cobriza, consiste principalmente de calcopirita, hornblenda, arsenopirita y pirrotita en los cuatro horizontes guías y otras unidades calcareas del Grupo Tarma; de los cuales, por el momento y en las condiciones actuales sólo las calizas Cobriza son económicamente importantes. También se encuentra galena argentífera en fracturas transversales al manto y con mayor frecuencia concordante con el manto Cobriza al "piso" en las lutitas del Grupo Tarma.

La explotación a mayor escala se reduce a la mineralización de cobre, plata y bismuto en el manto Cobriza y a menor escala a la mineralización de plata - plomo, por particulares, principalmente en la mina Santa Rosa.

a) Forma del Depósito.- La forma del depósito es concordante (estratiforme) con las pizarras supra e infra yacentes; los límites de la mineralización en profundidad no son bien conocidos aunque las exploraciones indican disminución de sulfuros por debajo de la cota 2000; en altura está limitada por caliza recristalizada con bandas irregulares de baritina y pizarra con "manchas" de plomo y zinc, entendiéndose que esta transición de mineralización de cobre es paulatina y gradacional. Con una longitud de cuenca de 4.5 km. en su eje mayor y 1.5 km. en su eje menor.

La potencia del manto varía de 15 a 30 metros, la cual ha sido afectada principalmente por factores estructura -

les, donde las fallas longitudinales tienen gran importancia. El rumbo y buzamiento es el mismo que tiene las pizarras concordantes del Grupo Tarma, es decir N 40° a 70° O, 30° a 65° NE respectivamente.

Respecto a la génesis de este yacimiento dos teorías se han planteado, las cuales aportan argumentos a favor y en contra respecto al gran volumen de sulfuros presentes en este depósito; de ellas, la primera explica la formación de este yacimiento por reemplazamientos metasomáticos sucesivos con una fuente termal distal (skarn distal); la segunda, en base a las numerosas evidencias, que el yacimiento se formó en el mismo momento de la sedimentación, teniendo como aporte de los iones una fuente volcánica de posición desconocida y que viajaron hasta una cuenca para luego precipitar alternadamente con los sedimentos marinos.

b) Mineralogía y Paragénesis.— La mineralogía presente en el manto Cobriza, se ha formado por reemplazamiento metasomático o por mineralización sin - sedimentaria - diagenética modificada, en este segundo caso por los efectos de la orogenia andina continuada y por la acción de intrusiones posteriores conectadas o no al manto Cobriza; también fue transformada por los agentes intempéricos superficiales que oxidaron a los minerales pre-existentes, obteniéndose como consecuencia los minerales siguientes: Dentro del grupo de silicatos se observan granates (grossularia y andradita), anfíboles (hornblenda y actinolita), piroxenos (augita y diópsido), cuarzo y pequeñas cantidades de otros silicatos; todos los cuales han sido agrupados bajo la denominación de "hornblenda". La presencia de silicatos ricos en calcio, reflejan la contribución composicional de la roca original.

Los principales sulfuros que están presentes son la pirrotita, arsenopirita, pirita y calcopirita; y como óxidos se tiene abundante magnetita. La abundancia de fierro en el yacimiento demuestra la predominancia de iones de este metal en la cuenca de sedimentación, los mismos que en contacto con el azufre proveniente de una emisión volcánica o proveniente de seres vivos dió el

sulfuro masivo que hoy conocemos.

Todos los minerales que han sido identificados en el manto Cobriza se han clasificado cuantitativamente en 3 grupos:

- 1.- Abundantes: Incluye el 80 % a 90 % del manto.
- 2.- Común: Incluye el 10 % a 20 % del manto.
- 3.- Raro: Minerales presentes en vetas transversales, piso del manto en cantidades microscópicas.

Uno de los minerales comunes presentes en el manto es la esfalerita, que aparece en forma local como "lentes" concordantes con los sulfuros de fierro y cobre del manto; las dimensiones de estos lentes son variables, siendo el máximo de 30 m. de largo por 1.5 m. de potencia. La galena argentífera, comprendida dentro de los minerales raros, se encuentra formando un manto de 10 a 20 cm de potencia a 1 ó 2 metros por debajo de la caja piso del manto principal. También se le encuentra esporádicamente en las vetillas transversales.

Estudios al microscopio de 44 muestras de la parte baja de la mina han permitido establecer una secuencia en la posición paragenética que permite dividirla en 5 estados:

- 1.- El primer estado. Se caracterizó por la transformación sucesiva de la caliza en silicatos, seguido de la depositación de magnetita y pequeñas cantidades de sulfuros.
- 2.- El segundo estado. Se caracterizó por la depositación de cuarzo y arsenopirita con trazas de bismuto, bismutina y lollingita.
- 3.- El tercer estado. Se inició con la depositación de pirrotita y calcopirita y un nuevo flujo de pirita que parcialmente los reemplaza; luego se deposita algo de calcita y siderita. Anteriormente a este estado se le llamó "Estado de Alteración" pero en el presente se observa que es una secuencia normal de paragénesis.
- 4.- El cuarto estado. Fué una verdadera alteración de silicatos blancos que ocurren a menudo como halos de alteración alrededor de fracturas.
- 5.- El quinto estado. Se depositó galena, esfalerita, rejalgar, estibina y siderita, rellenando fracturas interes



tratificadas o cortando al manto.

A este último estado correspondería el manto de galena argentífera que está por debajo de la caja piso del manto principal.

c) Controles de Mineralización.- Admitiendo que hubo mineralización en el carbonífero en el Grupo Tarma, desde ya este grupo constituiría un motivo importante de su exploración; específicamente el horizonte calcáreo Cobriza debe ser objetivo permanente de exploración; en cuanto a los factores mas locales, la presencia de magnetita hasta ahora constituye zonas marginales de cuenca y por ende una clara disminución de la mineralización económica (sulfuros); el contacto "caja piso" nos significa en todos los casos mayor concentración de mineral; y las fracturas, fallas y diques, han sido los lugares de mayor concentración y liberación de energía que favorecieron la removilización y reconcentración de mineral en el manto Cobriza.

Contacto Caja Piso del Manto.- En los contactos del manto con las pizarras, especialmente en la caja piso se encuentran la mayor cantidad de sulfuros de fierro y cobre producto de la depositación en una cuenca relativamente plana expresada por la gran regularidad que presenta la banda enriquecida del piso. El mecanismo de concentración de esta zona enriquecida del piso no está lo suficientemente clara y comprensible; pero constituye una guía eficaz respecto a la ubicación de mineralización de sulfuros económicos.

Minerales encontrados en Cobriza.-

Abundantes.- Actinolita, cuarzo, diópsido, hornblenda, magnetita, pirrotita.

Común.- Arsenopirita, biotita, calcopirita, calcita, fluorita, granate, galena, pirita, rejalgar, siderita, barita, esfalerita.

Raro.- Bismuto, bismutinita, bornita, cubanita, clorita, dolomita, escapolita, estibinita, epídota, ferberita, loe-

llingita, marcasita, muscovita, pentlandita, plagioclasa, talco, titanita, turmalina.

Productos de Alteración.- Bornita, cuprita, covelita, calcocita, cobre nativo, chalcantita, hematita, limonita, silicatos blancos (minerales de arcilla), tenorita.

#### 1.4.- Métodos de Cubicación.-

a) Factor de Dilución.- La ocurrencia de lentes y/o diseminaciones de calcopirita dentro del manto mineralizado, determinado por el muestreo de las galerías y de las perforaciones diamantinas, da lugar a la necesidad de agrupar uno o más lentes para conseguir la ley promedio de un bloque. De esta manera generalmente se toma las longitudes que incluyen todos los lentes con leyes superiores a 1.00 % de cobre y se halla la ley promedio pesada para el bloque; esta longitud viene a ser el ancho o potencia del bloque, el cual no debe ser inferior a 10 m., que es el ancho ideal de minado. Si la potencia de los lentes con leyes superiores a 1.00 % de cobre no alcanza a 10 m., se tiene que adicionar lentes de baja ley hasta conseguir esa potencia. Se considera 10 m. como potencia mínima de minado, debido al tipo de maquinaria que se usa para la explotación, la misma que dejaría de ser eficiente si el área abierta tuviera un ancho menor.

b) Factor de Corrección de Leyes.- A la ley promedio pesada obtenida para cada bloque de mineral, se le ha aplicado una corrección de - 20 %. Este factor fue obtenido comparando las leyes de los bloques de mineral explotados y las leyes de producción de la Concentradora, durante los años 1976 a 1980.

c) Factor de Tonelaje.- Para convertir metros cúbicos a toneladas cortas secas, se considera el factor de 4 TCS/m<sup>3</sup> (calculado el año 1971) y para convertir t.c.s. a ton, se multiplica por el factor 0.9071847.

d) Cálculo del Valor de Mineral.- El valor del mineral de cada bloque cubicado, se ha calculado con la sigui-

ente fórmula:

$$V = 19.52 \times C \times (\% \text{ Cu} - 0.11) - 5.75 \times \% \text{ Cu} + 0.48 \times S \times \text{Onz. Ag}$$

Donde: C = Precio del cobre

S = Precio de la plata

Esta fórmula es de fácil uso, porque las pérdidas metalúrgicas ya están incluidas y las leyes finales de cobre se usan directamente para el cálculo del valor de mineral. Este valor (\$/TCS) se ha convertido a \$/TMS, aplicando el factor 1.1

e) Cálculo del Valor Mínimo Explotable (V)..- Para el cálculo del valor mínimo explotable, se ha usado la siguiente fórmula:

$$V = \$ 5.67 + \$ 3.27 + \$ 0.87$$

$$V = 9.81 \$ \text{ U.S.}$$

o sea que el valor mínimo explotable para todos los bloques es de 9.81 \$ U.S.

	\$		% Cu	
Límite Económico:	1986	1987	1986	1987
	6.66	9.81	0.90	1.00

Cabe mencionar que a la fecha se está utilizando el valor mínimo explotable desde 5.07 \$ U.S. por razones operacionales y no de la presente fórmula que corresponde a 9.81 \$ U.S.

El valor mínimo explotable se calcula con la fórmula siguiente:

$$VME = m + c + s$$

m = Costo de minado más la distribución porcentual de los gastos indirectos de operación.

c = Costo de concentración más la distribución porcentual de los gastos indirectos de operación.

s = Compensación por tiempo de servicios del personal del campamento.

### 1.5.- Clasificación de Mineral.-

#### a) Clasificación del Mineral por su Ubicación dentro de las Concesiones.-

Clase 1: Centromín Perú es propietario del 100 % de las concesiones y no están arrendadas a otros.

#### b) Clasificación del Mineral por su Certeza.-

- Mineral Probado: Es aquel que como consecuencia de las labores realizadas, de los muestreos obtenidos, y de las características geológicas conocidas, no prevee riesgo de discontinuidad.

- Mineral Probable: Es aquel cuya continuidad puede inferirse con algún riesgo, en base a las características geológicas conocidas del yacimiento.

#### c) Clasificación del Mineral por su Accesibilidad.-

- Mineral Accesible: Cuando la contribución total superada de un bloque o grupo de bloques, excede por un margen razonable los costos de proveer acceso o facilidades hacia ellos.

- Mineral Eventualmente Accesible: Cuando satisface el criterio económico descrito para el mineral accesible, pero este mineral no será explotado por muchos años o solamente al final de la vida de la mina.

En el caso específico de la mina Cobriza, es mineral eventualmente accesible, aquel mineral cubicado dentro de los zig zag, los pilares entre los zig zag y los tajos, el mineral cubicado en el nivel "0" y el mineral cubicado en el area de Pumagayoc.

1.6.- Reservas de Mineral de la Mina Cobriza 1987.- El total de las reservas de mineral estimadas en Cobriza es de 25'833,790 ton. (28'476,920 TCS), con ley promedio de 1.46 % Cu y 16.19 gr. Ag/ton (0.47 onz. Ag/TCS) calculadas desde una ley mínima de 1.00 % Cu. El total de reservas incluye mineral del area de Coris y del area de Pumagayoc, clasificado en clase 1; probado, probable, accesible y eventualmente accesible.

a) Area de Coris

<u>Mineral</u>	<u>ton.</u>	<u>T.C.S.</u>	<u>% Cu</u>	<u>gr.Ag</u>	<u>Onz.Ag</u>
Probado Acc. y Ev. Acc.	19'779,960	21'803,720	1.49	14.74	0.43
Probable Acc. y Ev. Acc.	2'760,220	3'042,600	1.36	13.37	0.39
Total:	22'540,180	24'846,320	1.47	14.40	0.42

b) Area de Pumagayoc

<u>Mineral</u>	<u>ton.</u>	<u>T.C.S.</u>	<u>% Cu</u>	<u>gr.Ag</u>	<u>Onz.Ag</u>
Probado Acc. y Ev. Acc.	1'274,730	1'405,160	1.50	31.54	0.92
Probable Acc. y Ev. Acc.	2'018,880	2'225,440	1.31	24.69	0.72
Total:	3'293,610	3'630,600	1.38	27.43	0.80
Total a y b:	25'833,790	28'476,920	1.46	16.19	0.47

Las presentes reservas, con respecto a las reservas de 1986, han disminuido en 9'971,060 ton. (27.85 %), principalmente por variación en la ley mínima de corte explotable de 0.90 % Cu en 1986 a 1.00 % Cu para 1987; por lo tanto, la ley mínima de corte explotable es de 1.00 % Cu y 10.3 gr. Ag que equivale a 5.07 \$ U.S. por ton.

## 2.- Descripción del Método de Explotación

El método de explotación empleado en la mina Cobriza es el corte y relleno ascendente, altamente mecanizado. El factor limitante para escoger el método de explotación adecuado es principalmente el ángulo de buzamiento del manto, el que alcanza en promedio sólo unos 45°. Por tal motivo quedan descartados varios métodos de alto rendimiento y mecanización, como por ejemplo los métodos de hundimiento, tajeo por subniveles, shrinkage y otros métodos que todos exigen una evacuación del mineral por gravedad. Por tal motivo se adoptó el sistema de corte y relleno, mecanizado, y además ascendente porque el techo es firme.

Los tajeos gigantes de Cobriza tienen una dimensión de 200 m. de largo, por 18 m. de ancho; en realidad estos tajeos serían medios tajeos, ya que los tajeos van de zig zag a zig zag, y la distancia entre los zig zag es de 500 m.

En la mayoría de las minas el ciclo de minado es el ciclo clásico: Perforación, voladura, limpieza y relleno; En Cobriza sin embargo, para que la extracción de mineral sea eficiente debe cumplirse con el siguiente ciclo de minado:

Perforación

Relleno

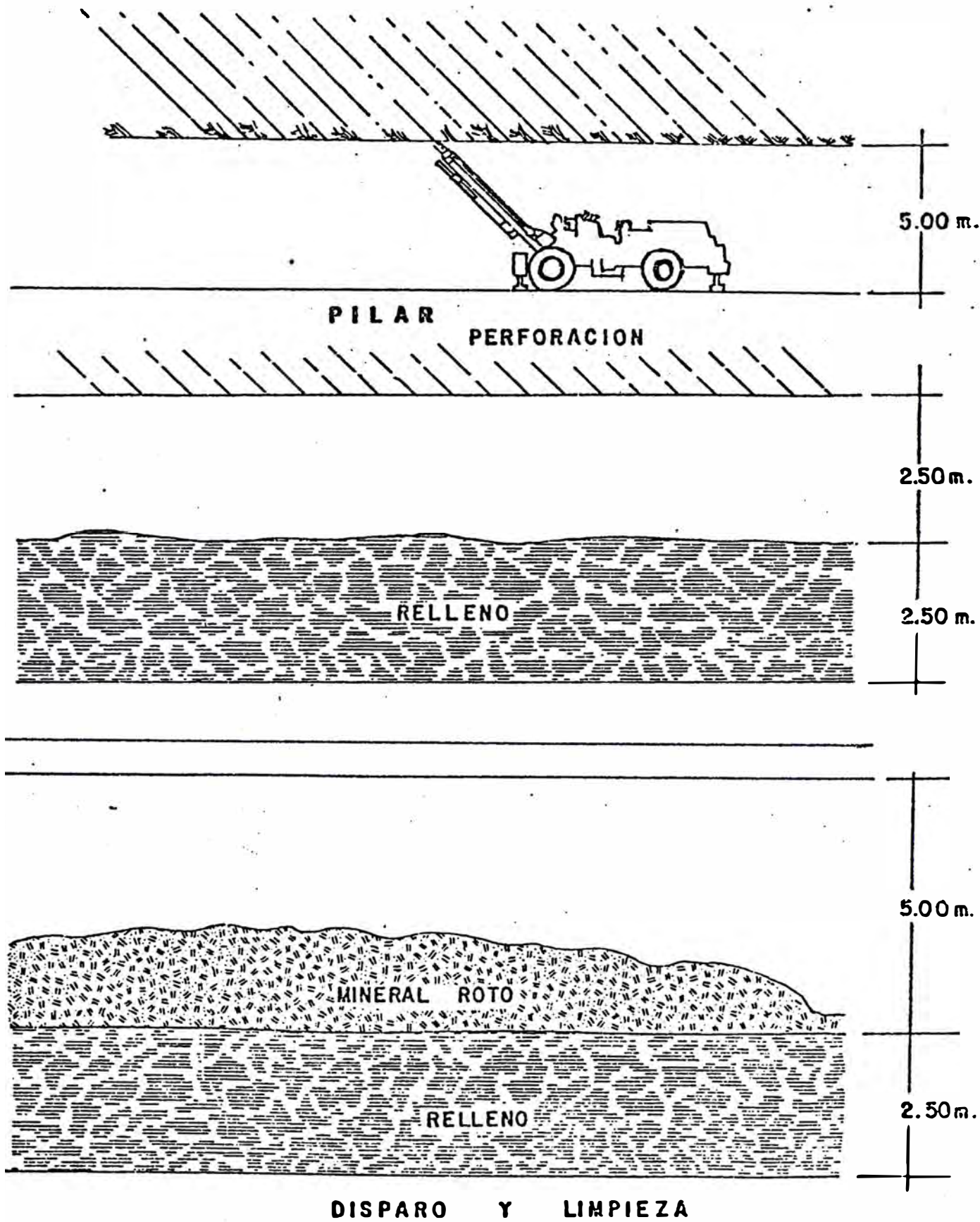
- Voladura

Limpieza

Desatado (con el Scailer)

La perforación de los tajeos se realiza con Jumbos de 2 brazos, marca Atlas Copco, con barrenos de 12 pies. Para empezar con la perforación del techo, el tajeo deberá tener 5 m. de altura de piso a techo, ya que esa es la altura que necesita el Jumbo hidráulico para trabajar. Luego de terminada la perforación de todo el techo del tajeo de 200 m. se procede a rellenar el tajeo, ya sea con relleno hidráulico o convencional, hasta dejar una altura de sólo 2.5 m., altura a la que trabajan bien los equipos de carguío de taladros. Poste





**CENTROMIN-PERU S.A.**  
**DEPARTAMENTO DE INGENIERIA**

**CICLO DE MINADO**

Dib.: \_\_\_\_\_ Dib.: \_\_\_\_\_

Aprob.: \_\_\_\_\_ Fecha \_\_\_\_\_

Dia. \_\_\_\_\_

Ref. \_\_\_\_\_

Esc. 1: 100

riormente se dispara todo el techo de golpe, para luego proceder a la limpieza de mineral con los gigantes Scooptram de 13 yardas cúbicas de capacidad de cuchara, marca Wagner. En cada corte que se dispara se arranca más o menos 2.5 m. de mineral, quedando de esta manera nuevamente los 5 m. que se necesitan para la perforación.

La potencia del manto mineralizado es de 25 m. en promedio, y como ya se dijo, con un buzamiento de 45°. Según el diseño de la perforación, se ha convenido en dejar 5 a 8 m. de escudo, para sostenimiento de la caja techo; este escudo es una parte del manto mineralizado que no se rompe, y tiene baja ley.

La perforación se realiza con taladros verticales.

El relleno hidráulico es imprescindible para que puedan producir económicamente los tajeos de la zona baja de la mina Cobriza, especialmente los tajeos que están ubicados debajo del nivel 28, que es el nivel principal de extracción, ya que el relleno del tipo convencional provocaría congestión en la galería principal 28. Además la distancia excesiva entre el tajeo de relleno convencional por un lado, y la entrada al nivel 28 por otro lado, causarían gastos desproporcionados de infraestructura y operación.

Para los tajeos ubicados encima del nivel 37 conviene mas bien utilizar relleno convencional, porque allí los tajeos son de fácil acceso para este tipo de relleno. Para la voladura se emplea Anfo como explosivo y Fanel como iniciador.

Para el transporte del relleno convencional se utilizan camiones de bajo perfil marca Dux y Wagner.

El desatado de rocas del techo se hace con la máquina Scailer, que posee un martillo en punta con el que golpea la roca suelta del techo.

Los zig zag son rampas en forma de espirales que dan acceso hacia los tajeos y comunicación entre niveles; se hacen aproximadamente cada 500 m.; Un pazo del zig zag es la altura que hay entre un extremo del zig zag y el extremo del zig zag siguiente; En Cobriza, el pazo del zig zag tiene 24 m. de altura; Los zig zag tienen



una gradiente de 12 ‰, lo que quiere decir que para alcanzar un pazo del zig zag (24 m.) a 12 ‰ es necesario recorrer un desarrollo de 200 m.

### 3.- Operaciones Unitarias de Producción Minera

#### 3.1.- Perforación

3.1.1.- Descripción de la Perforación.- Para la perforación de los tajeos gigantes de Cobriza se utilizan Jumbos de 2 brazos, marca Atlas Copco, modelo Boomer H121. La malla de perforación depende de la zona: para la zona 1 y 2 se utilizan mallas cuadradas de  $2 \times 2$  m., para la zona 3 la malla es cuadrada de  $1.5 \times 1.5$  m., para que no se produzcan bancos que se atraquen en la pa-rrilla angosta del nivel 10.

Los Jumbos son Jumbos hidráulicos y producen menor ruido que los Jumbos neumáticos.

Los barrenos que se utilizan son de 12 pies, pero le meten 11 pies de taladro.

Las brocas que se utilizan son marca Sandvick Coromant, y también Timken, de 2 pulg. de diámetro; las Sandvick Coromant son mejores por ser más resistentes. Las brocas van enroscadas al barreno.

Bueno es hacer ver el ciclo de minado en Cobriza que es el siguiente:

Perforación

Relleno

Voladura

Limpieza

Desatado de rocas (con el Scailer)

Como ya se ha dicho, los tajeos son de 200 m. de largo, por 18 m. de ancho; en realidad estos serían medios tajeos, ya que los tajeos van de zig zag a zig zag, y la distancia entre los zig zag es de 500 m.; si a esto se le disminuye los pilares que se dejan entre los zig zag y los tajeos, tenemos la longitud de los tajeos, que es de 450 m. más o menos, divididos en dos partes: norte y sur; cada uno de estos tajeos (medios tajeos) mide 200 - 220 metros. A la mitad de los tajeos de 450 m. hay una chimenea de ventilación.

La perforación se hace perforando todo el largo de estos tajeos de 200 m., y una vez terminada la perfora-

ción se dispara todo de golpe.

Las brocas de perforación son brocas en cruz que las cambian a media guardia para que las afilen, y se pone una nueva, o sea que se utilizan 2 brocas por brazo y por guardia, y 4 brocas por guardia, ya que el Jumbo tiene 2 brazos. Las brocas se deben cambiar cada 25 a 30 taladros, para que las afilen.

La disponibilidad mecánica de los Jumbos es de 60 a 70 %; En la zona 3 se tiene 2 Jumbos: el 893 y el 426. Con respecto al manto mineralizado es conveniente hacer notar que el buzamiento promedio del manto es de 45°, y la potencia promedio es de 25 m.

Los taladros son verticales, con un ángulo de inclinación de 65° a 70° hacia la cara libre, y una dirección paralela al buzamiento, o sea de 45°. El ángulo óptimo que se quiere lograr con respecto a la cara libre es 70°; El Jumbo podría perforar con ángulo de 70° con brazo invertido, pero como la altura del tajeo es de un poco más de 5 m., con brazo directo se perfora con ángulo de 65° más o menos.

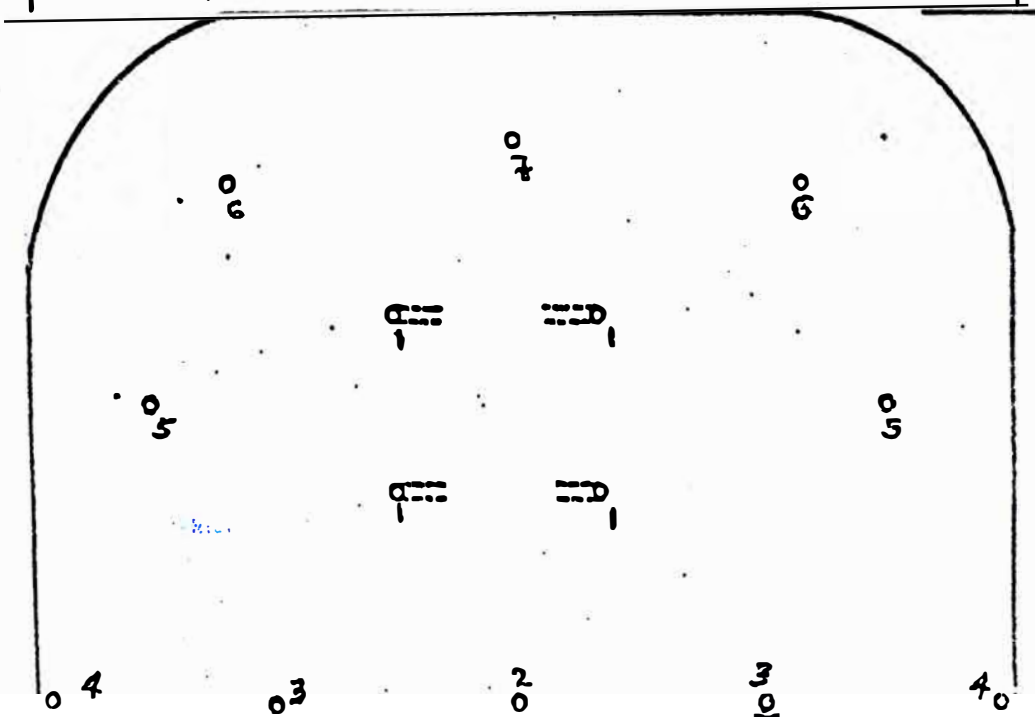
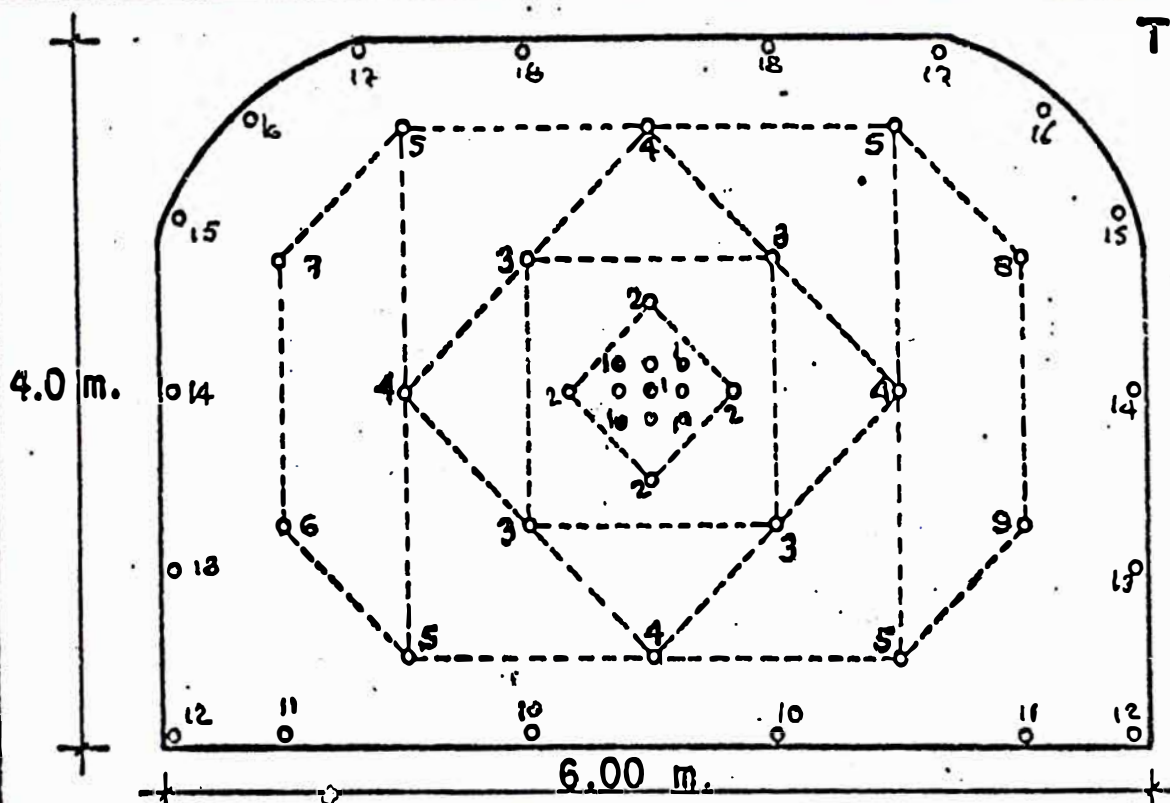
El techo para la perforación debe estar a una altura de 5.5 m., es lo ideal, a pesar que en el planeamiento de minado se ha considerado una altura de 5 m. entre piso y techo. Además hay que tener en cuenta que en los tajeos donde se emplea relleno convencional (zonas 1 y 2), los camiones Dux levantan la tolva hasta una altura de 5.435 m., por lo que necesariamente la altura de los tajeos no debe ser menor de 5.435 m.

La forma de trabajo en la perforación del tajeo es como sigue: la guardia de día perfora la caja techo, que es la mitad del ancho del tajeo; y la guardia de noche perfora la caja piso, que es la otra mitad del ancho del tajeo. Esto se hace para hacer un mejor control de la perforación en ambas guardias, para darse cuenta qué guardia perforó mal; y también se hace para que halla una competencia entre ambas guardias, quién avanza más rápido.

Con respecto a la perforación en frentes, cuando se perfora en manto, la perforación del frente se hace con 47 taladros, y el corte quemado con 9 taladros, deján-

**TRAZO DE PERFORACION CON MALLA EN FRENTES**

CORTE QUEMADO CON 9 TALADRO  
 NUMERO TALADROS 47  
 DIAMETRO DE BROCAS 2"  
 TERRENO DURO (MANTO)



EN PIZARRA  
 TALADROS 14

4.00 m.

CENTROMIN - PERU  
 DEPARTAMENTO DE INGENIERIA  
 COBRIZA

Dib.: S. SOTO

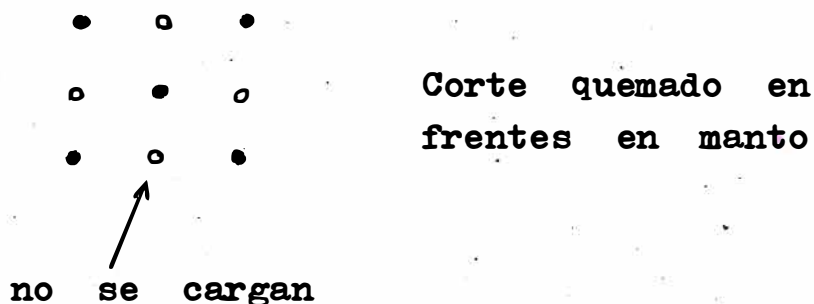
Apr.: VECHAVARRIA 18-8-85

MINA COBRIZA  
 ING. C. Córdova.

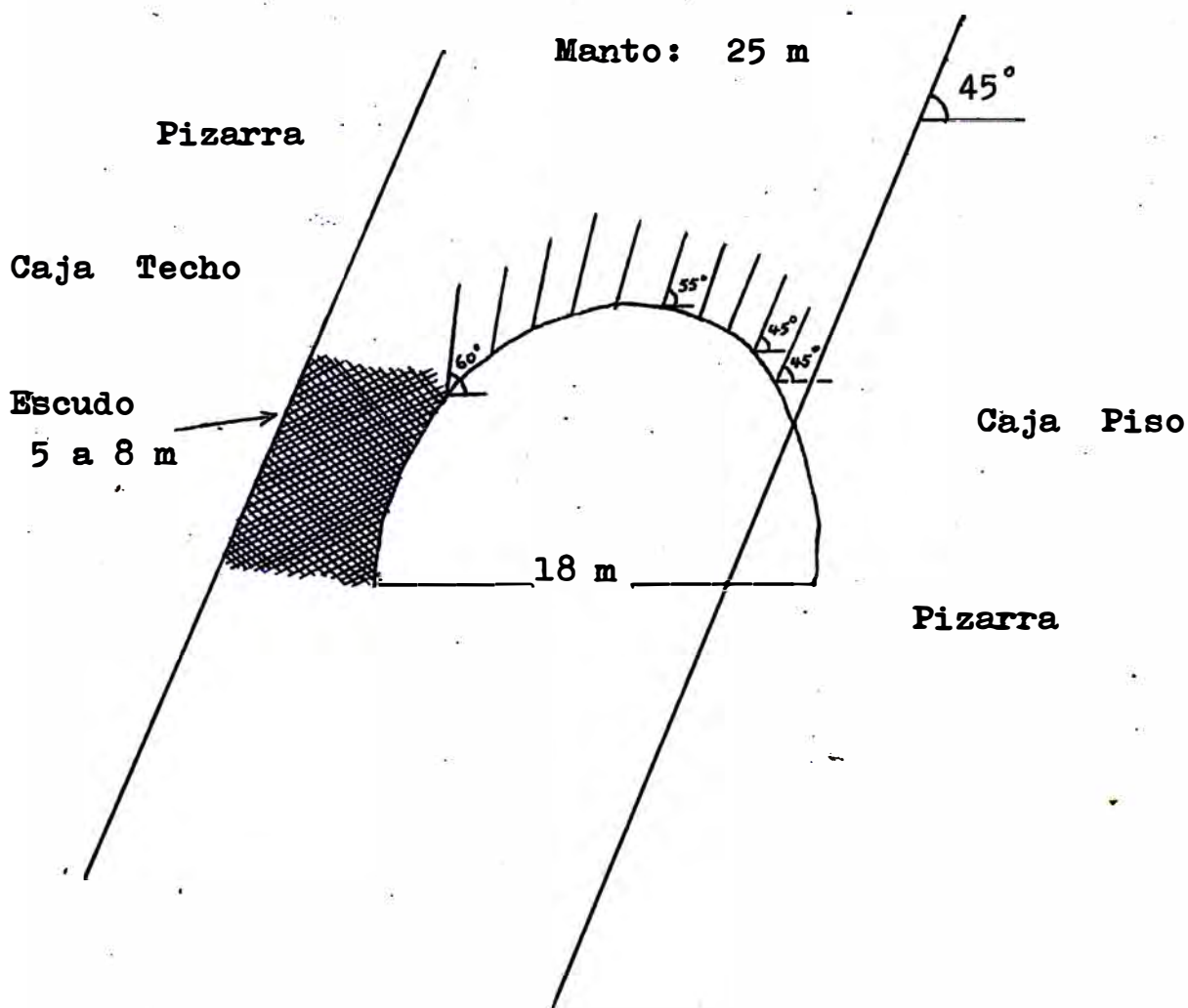
Enc. 1:50

Plano N.º

dose sin cargar 4 taladros. Cuando el frente se perfora en pizarra, se hacen 14 taladros y corte en V.



Según el diseño de la perforación, se ha convenido en dejar 5 a 8 m. de escudo, para sostenimiento de la caja techo, porque sinó la pizarra se vendría abajo, se colapsaría; Este escudo tiene mineral de baja ley (ya que el manto es de 25 m. de potencia, más o menos); La caja piso es la de más rica ley.



Con respecto a los desquiches hay que decir que la razón fundamental por la que se hacen los desquiches en los tajeos es para levantar el contacto de la caja piso (contacto de mineral con pizarra), para que a la hora que se rellene no quede tapado el contacto, y se pierda mineral.

### 3.1.2.- Características Técnicas del Jumbo Boomer H 121.-

El Jumbo Boomer H 121 de Atlas Copco es un carro de perforación, con articulación central y de accionamiento por motor diesel, para la perforación mecanizada de túneles y de galerías con sección transversal de hasta 40 m<sup>2</sup>; empleándose también en Cobriza para la perforación del techo de los tajeos.

El vehículo de este carro, BVB 52H, está construido sobre el volquete Volvo BM, equipado con un motor diesel Volvo de 85 kw (115 hp).

El carro está provisto de dos brazos hidráulicos semipegados. Los brazos hidráulicos llevan avances hidráulicos sobre los que van montados perforadoras COP 1038HD de accionamiento hidráulico.

El Boomer H 121 está equipado con una armazón protectora sobre el puesto del conductor y con un techo de protección, verticalmente regulable, sobre el puesto del perforista.

Gracias a tener propulsión en las cuatro ruedas, el Jumbo puede moverse en pendientes de hasta 1 : 5 (20 %).

En Cobriza los Jumbos funcionan con corriente de 440 voltios.

En seguida se dan algunas características del Jumbo Boomer H 121:

Longitud total, aprox.: 11.8 m

Anchura: 2.5 m

Dimensiones mínimas de la galería, anchura altura:  
3.2 x 2.8 m.

- Angulo de giro: 45°

- Altura libre sobre el suelo: 0.3 m

Peso, carro completo: 20,000 kg

Peso vehículo completo sin los brazos: 15,600 kg



Es muy importante hacer notar la presión que deben marcar los manómetros para ver si el Jumbo está funcionando bien:

- El manómetro de rotación debe estar entre 40 y 50 bares.
- El manómetro de percusión debe estar entre 180 a 190 bares.
- El manómetro de avance debe estar entre 80 y 90 bares.
- El manómetro de agua debe llegar a 14 bares cuando se abre recién el agua. Cuando se comienza a perforar llega a 5 bares.

3.1.3.- Tiempos de Perforación.- Se tomaron los tiempos de perforación de 13 taladros que hizo el Jumbo # 426 en el tajeo 19 - 2680 N de la zona 3. Se hace notar que son tiempos netos de perforación.

Jumbo # 426

Tajeo 19-2680 N.- Zona 3

Operador: Jaime Miranda

Día: 21 de Julio 1987.- Guardia Día

Número	Tiempo Neto	Longitud Barreno	Longitud Taladro
1	5 min.55 seg.	12 pies	11 pies
2	4 min.55 seg.	12 pies	11 pies
3	3 min.20 seg.	12 pies	11 pies
4	5 min.50 seg.	12 pies	11 pies
5	3 min.25 seg.	12 pies	11 pies
6	5 min.15 seg.	12 pies	11 pies
7	5 min.23 seg.	12 pies	11 pies
8	5 min.15 seg.	12 pies	11 pies
9	5 min.57 seg.	12 pies	11 pies
10	5 min.15 seg.	12 pies	11 pies
11	5 min.38 seg.	12 pies	11 pies
12	6 min.08 seg.	12 pies	11 pies
13	5 min.40 seg.	12 pies	11 pies

Tiempo Neto Promedio por Taladro: 5 min. 13.5 seg.

$$\text{Velocidad de Perforación: } \frac{11 \text{ pies}}{5 \text{ min. } 13.5 \text{ seg.}} = \boxed{2.1 \text{ pies/min}}$$

El tiempo de cambio de un taladro a otro es de 1 min.

Luego:

Tiempo completo empleado por Taladro: 6 min. 13.5 seg.

⇒ En 1 hora se estaría haciendo:

$$\frac{60 \text{ min}}{6 \text{ min. } 13.5 \text{ seg.}} = \frac{60 \text{ min.}}{6.2253 \text{ min.}} = 9.638 \text{ taladros/hora}$$

Pongámosle: 9 taladros/hora por cada brazo

ya que para pasar de una fila de taladros a otra fila se emplea 1.5 min., y se pasa de una fila a otra cada 12 taladros más o menos (en la zona 3), ya que la malla es de 1.5 × 1.5 m. y el ancho del tajeo es de 18 m.

Luego: se hacen 9 taladros/hora por cada brazo del Jumbo, como son 2 brazos:

$$\Rightarrow \text{el Jumbo haría en 1 hora: } 9 \times 2 = \boxed{18 \text{ taladros/hora}}$$

Si consideramos que en 1 guardia de 8 horas, se hace un trabajo efectivo de 5.5 horas, entonces en 5.5 horas el Jumbo estaría haciendo:

$$18 \text{ taladros/hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{99 \text{ taladros/guardia}}$$

3.1.4.- Eficiencia de Perforación.- La eficiencia de perforación se calcula mediante la fórmula:

$$\boxed{\text{Eficiencia de Perforación} = \frac{\text{metros perforados}}{\text{horas trabajadas}}}$$

$$\Rightarrow \text{Eficiencia de Perforación} = \frac{99 \text{ tal.} \times 3.3 \text{ m/tal.}}{5.5 \text{ horas}}$$

$$\Rightarrow \text{Eficiencia de Perforación} = \boxed{59.4 \text{ m/hora}}$$

Esta vendría a ser la eficiencia ideal o teórica, ya que en Cobriza se hacen un promedio de 80 tal./guardia, dependiendo de la disponibilidad mecánica de los Jumbos. Luego, en la práctica la eficiencia de perforación sería:

$$\text{Eficiencia de Perforación} = \frac{80 \text{ tal.} \times 3.3 \text{ m/tal.}}{5.5 \text{ horas}} = \boxed{48 \text{ m/hora}}$$

(eficiencia real)



### 3.2.- Relleno Hidráulico

3.2.1.- Relleno Hidráulico: Descripción.- Para el relleno hidráulico en Cobriza se tienen 2 bombas marca Mars (Mitsubishi, Japonesas); sólo trabaja una bomba, ya que la otra está en Stand By o reemplazo. El modelo de la bomba Mars es H - 225.

La tubería que sale de la casa de bombas y llega hasta la mina es de 6 pulg. de diámetro y es de fierro; los tramos de tubería son de 6.40 metros cada uno, más o menos, ya que la longitud no es standard.

La tubería que rellena el tajeo es de PVC (polivinilo de cloruro) y es de 6 pulg. de diámetro.

Se usa una sólo línea de tubería.

Cuando se quiere cruzar un zig zag se usa tubería de polietileno de 6 pulg. de diámetro.

El relave es mandado de la Concentradora a la torre de ciclones por una tubería de 16 pulg. de diámetro, para ser clasificado; la bomba que manda de la Concentradora es marca Worthington (hay otra de reemplazo de la misma marca). En la torre de ciclones tenemos 11 ciclones en círculo, marca Krebs, de 15 pulg. de diámetro (parte central), modelo D 15 B - 852.

Los hidrociclones clasifican o separan los gruesos de los finos; al grueso se le llama Under Flow, y a los finos Over Flow. El Over Flow se va al Río Mantaro como desperdicio; y el Under Flow (o relave clasificado que se manda a la mina), pasa de los ciclones al tanque agitador donde es regulado con un porcentaje de agua; cuando el relave viene espeso se le pone más agua. En este tanque hay un agitador Denver, cuyo objeto es evitar que la carga se asiente o sedimente. El tanque agitador tiene 2 salidas: una para cada bomba Mars; estas 2 salidas son de 6 pulg. de diámetro. El rebose de este tanque, cuando lo hay, se va al Mantaro. La tubería de rebose, que es también de desfogue (que se utiliza cuando se lava el tanque), es de 8 pulg. de diámetro.

3.2.2.- Descripción de las Bombas Mars.- Las bombas como ya se dijo, son marca Mars (Mitsubishi, Japonesas), modelo H - 225, de 225 HP; de esta marca son las más grandes. Estas dos bombas Mars son bombas de succión y repulsión, succiona del tanque agitador y vota hacia la mina.

La bomba nunca debe trabajar en vacío, porque succiona aire y crea problemas con las cámaras de aceite; para evitar esto es que el tanque agitador debe estar lleno. Las bombas Mars se diferencian de las bombas convencionales porque llevan una cámara de aceite entre el pistón y las cajas de válvulas. Son 4 válvulas de succión o entrada, que succionan del tanque agitador; y 4 válvulas de repulsión o salida hacia la mina. Estas válvulas de succión y repulsión trabajan en 2 momentos: en el primer momento se abren las 4 válvulas de succión, y permanecen cerradas las 4 válvulas de repulsión; En el segundo momento, las 4 válvulas de succión se cierran, y las 4 válvulas de repulsión se abren.

Las bombas Mars trabajan a 800 revoluciones/minuto de la polea; es el standard, no puede trabajar a menos revoluciones cuando bombea relave; con agua si se puede trabajar con menos rev./min, según como requiera el trabajo. Más de 800 rev./min. no se puede, ni con relave ni con agua.

La bomba Mars tiene 2 pistones, accionados por sistemas de engranaje, y cada pistón acciona a 2 cámaras de aceite, en total son 4 cámaras de aceite; y cada cámara de aceite acciona a 2 válvulas: una de succión y otra de repulsión. Estas cámaras de aceite están llenas 50 % de agua (parte de abajo) y 50 % de aceite (parte de arriba).

El golpe del pistón crea una presión en las cámaras de aceite, y esta presión es transmitida a la caja de válvulas (de succión y repulsión).

Como ya se dijo, las bombas trabajan a 800 rev./min de la polea; y 40 stroks de los pistones, o sea, 40 ciclos de los pistones; si es menos rev./min. de la polea, habrá menos ciclos (stroks) de los pistones.

Los dos pistones no se mueven en el mismo sentido, sino

que tienen recorrido contrario, o sea, uno está de ida y el otro de regreso. El pistón que está de ida abre las válvulas de repulsión e impulsa; y el pistón de regreso abre las válvulas de succión y chupa. El movimiento de los pistones se origina con la polea, y el movimiento de la polea se origina con un motor eléctrico de 225 HP y 4000 voltios y 45 amperios.

El motor eléctrico trabaja con un motor reductor, que trabaja con una refrigeración de 280 litros/min. de agua. Este motor refrigera la temperatura del eje; este eje genera el movimiento de la polea.

Finalmente, de las válvulas de repulsión el relleno se va a la mina por una tubería de 6 pulg. de diámetro, que está conectada con las válvulas de repulsión.

3.2.3.- Datos de Operación.- La presión con la que sale el relleno a la mina, o sea, la presión de bombeo, se da en  $\text{kg/cm}^2$  y es variable, dependiendo de la densidad del relave o pulpa, y de la altura del tajeo que se rellena. La bomba Mars está regulada para trabajar con una presión de salida de  $60 \text{ kg/cm}^2$ , en las actuales condiciones; mayor presión generaría problemas con la tubería de la mina, ya que esta revienta; esto ocurriría cuando se bombea a las zonas altas (zona 1).  $60 \text{ kg/cm}^2$  es la presión máxima de salida.

El relleno hidráulico se utiliza en las zonas 2 y 3, más en la zona 3; ya están dejando de utilizar relleno hidráulico en la zona 2. Para la zona 3, el relleno es bombeado con una presión de 18 a  $22 \text{ kg/cm}^2$  generalmente.

Para la zona 2 se rellenaba con una presión de salida de  $35 \text{ kg/cm}^2$  en promedio. Si se rellenase la zona 1, la presión de salida sería mayor de  $60 \text{ kg/cm}^2$ , lo que causaría problemas en las tuberías dentro de la mina.

La densidad de la pulpa es variable, o sea, la densidad del Under Flow que va a la mina: cuando trabaja un circuito de la planta Concentradora, la densidad del Under Flow es de 1700 - 1750 gr./litro en promedio; y cuando la Concentradora trabaja con 2 circuitos, la densidad del Under Flow es mayor, 1950 gr/lt. en promedio. Cada circuito de la Concentradora está formado por 2 molinos,

y trabajando los 2 circuitos se tratan 10,000 toneladas en la planta, o un poco menos.

Los Apex de los ciclones son de 2 pulg. de diámetro y son de cerámica; los ciclones son de 15 pulg. de diámetro (parte central), modelo D 15 B - 852. Cuando la densidad del relave es baja, se reduce el número de ciclones; o sea, no siempre trabajan los 11 ciclones; Cuando la densidad es alta se puede trabajar con más ciclones, porque la carga es suficiente para mantener esos ciclones. En Cobriza nunca se ha trabajado con los 11 ciclones; se ha llegado a trabajar hasta con 10 ciclones como máximo.

Cuando la planta Concentradora funciona con los dos circuitos, generalmente se trabaja con 8 o 9 ciclones; Cuando la planta funciona con un circuito, se trabaja con 7 ciclones.

La presión de salida normal del Under Flow para la zona 2 era de  $35 \text{ kg/cm}^2$ ; Pasando la presión de salida de  $40 \text{ kg/cm}^2$  (para cualquier zona), trae problemas en la tubería de relleno. Para la zona 3, la presión de salida normal del Under Flow es de 18 a  $22 \text{ kg/cm}^2$ ; para esta zona no hay problemas de presión de salida, ya que nunca vamos a llegar a una presión de  $40 \text{ kg/cm}^2$ , ni siquiera a  $30 \text{ kg/cm}^2$ .

Los Vortex tienen un diámetro interno de 5.5 pulg. (hechos en fábrica). Ahora están haciendo los Vortex en la misma planta de relleno, y con un diámetro de 5.75 pulg. para adaptarlo a la tubería de fierro, ya que la tubería de fierro si bien se le conoce como de 6 pulg. de diámetro, en realidad tiene 5.75 pulg. de diámetro.

La alimentación a los ciclones es por tubería de 4 pulg. de diámetro.

En la casa de bombas se determina la densidad cada media hora, y al final de la guardia se le pone el promedio, junto con el porcentaje de sólidos que le corresponde en la balanza Marcy.

A la salida de la casa de bombas hay 6 pulmones de aire, 3 para cada bomba, cuya finalidad es ayudar a bombear la carga; Mientras que adentro en las bombas, también hay 2 pulmones de aire por bomba, cuya finalidad



es ayudar al bombeo, para que la carga no se atraque en la caja de válvulas.

El relleno demora en llegar al tajeo, en promedio, 45 minutos, dependiendo de la distancia.

Con respecto al porcentaje de sólidos, este se calcula en forma práctica con la balanza Marcy, buscando en la balanza el porcentaje de sólidos que le corresponde a una determinada densidad de pulpa, buscando la curva de 3.6 de gravedad específica, que es la gravedad específica del mineral.

Con respecto al relleno de los tajeos, este se hace por pozas; la longitud de cada poza es de 50 metros, esto es lo óptimo. En un tajeo (medio tajeo) de 200 metros hay 4 pozas.

Las tuberías de PVC, que son las que están en el tajeo, son de 6 pulg. de diámetro; cada tramo de tubería se une a presión con coplas. Los tramos son de 3 metros.

### 3.2.4.- Cálculos de Relleno Hidráulico para Junio 1987.-

#### a) Volumen de Relleno Hidráulico Distribuido.-

Cuadro de Valores Promedios de Relleno Hidráulico  
Mes: Junio 1987

Tajeos Zona 3	Mineral tratado por Con- centra- dora	Densidad de pulpa (gr/lt)	Sólidos %	Total horas bombeo por tajeos	Relleno Sólidos			
					Ton. (TCS)	m <sup>3</sup>	ton/hr	m <sup>3</sup> /hr
19- 2680. S	10000TCS	1936.7	66.9	124.1	26866.7	7462.9	216.2	60.0
	5000TCS	1786.8	60.9	43.1	7854.3	2181.7	181.6	50.4
10- 2680 S	10000TCS	1926.3	66.5	28.4	6146.2	1707.3	213.7	59.3
	5000TCS	1824.6	62.6	95.4	18252.0	5070.0	190.6	52.9
19- 2680 N	10000TCS	1943.6	67.2	87.7	19127.2	5313.1	217.9	60.5
	5000TCS	1817.0	62.3	73.4	13932.7	3870.1	188.9	52.4
10- 2680 N	10000TCS	1874.3	64.6	22.0	4445.5	1234.8	202.0	56.1
	5000TCS	1699.0	57.0	9.15	1494.9	415.2	161.6	44.8
Total					98119.9	27255.5		

b) Distribución de Horas.- Con los datos de la hoja siguiente se obtiene:

<u>Descripción</u>	<u>Horas</u>	<u>%</u>
Bombeo de relave	484.75	65.1
Bombeo de agua	35.25	4.7
Paradas	<u>224</u>	<u>30.1</u>
Total	744	100

c) Eficiencia del Bombeo.- (Para Junio)

$$\text{I) Bombeo General} = \frac{520}{744} \times 100 = \boxed{69.89 \%}$$

$$\text{II) Relave} = \frac{484.75}{744} \times 100 = \boxed{65.15 \%}$$

La fórmula para calcular la eficiencia del bombeo es:

$$E = \frac{\text{horas de bombeo}}{\text{horas disponibles}} \times 100$$

Cuadro de # de Horas y Porcentajes de Operación por Tajeos, del Relleno Hidráulico  
(Mes Junio 1987)

Labor	Horas Bombeo						Horas Paradas												Total	
	Relave			Agua			Operaciones			Falla mecánica			Otros			Falta Relave				Horas
	Horas	min.	%	Horas	min.	%	Horas	min.	%	Horas	min.	%	Horas	min.	%	Horas	min.	%	Horas	
19-2680 S	167	30	67.5	11	15	4.5	19	15	7.7	1	00	0.4	9	00	3.6	40	00	16.1	248	
19-2680 S	124	30	67.6	8	45	4.7	50	45	27.5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	184	
19-2680 N	161	30	61.1	13	30	5.1	89	00	33.7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	264	
19-2680 N	31	15	65.1	1	45	3.6	6	45	14	8	15	17.1	—	—	—	—	—	—	48	
<b>Total</b>	<b>484</b>	<b>45</b>	<b>65.1</b>	<b>35</b>	<b>15</b>	<b>4.7</b>	<b>165</b>	<b>45</b>	<b>22.2</b>	<b>9</b>	<b>15</b>	<b>1.2</b>	<b>9</b>	<b>00</b>	<b>1.2</b>	<b>40</b>	<b>00</b>	<b>5.3</b>	<b>744</b>	

Otros ⇒ Dicha parada fue por falta de agua desde Concentradora.

d) Eficiencia de Relleno Hidráulico.- (Para Junio)

La fórmula para calcular la eficiencia de Relleno Hidráulico es la siguiente:

$$\text{Eficiencia de Relleno} = \frac{\text{Volumen Rellenado}}{\text{Volumen Requerido}} \times 100 \text{ --- 1}$$

Luego:

$$\text{Volumen Requerido} = \frac{\text{Tonelaje Estimado}}{\text{Peso Específico del Mineral}} \text{ --- 2}$$

El tonelaje estimado se obtiene del estimado mensual de producción:

Zona 3.- Mes de Junio

Tajeo	Estimado Mensual (T.M.)
19-2943 N	20,000
19-2680 S	25,000
19-2680 N	20,000
19-2300 S	20,000
10-2943 N	5,000
10,2680 S	15,000
<b>Total</b>	<b>105,000</b>

Peso Específico del Mineral = 3.6 TM/m<sup>3</sup>

$$\text{en 2 : Volumen Requerido} = \frac{105,000 \text{ TM}}{3.6 \text{ TM/m}^3} = 29,166.66 \text{ m}^3$$

en 1 :

$$\text{Eficiencia del Relleno Hidráulico} = \frac{27,255.50}{29,166.66} \times 100 = \boxed{93.44 \%}$$

e) Cuadro Estadístico Comparativo.-

Mes	Volumen	Eficiencia Bombeo Relave	m <sup>3</sup> /tarea Rendimiento
Enero	28,198.03	73.79 %	71.20
Febrero	32,081.13	77.43 %	84.87
Marzo	27,662.14	71.77 %	75.58
Abril	31,047.72	81.28 %	78.40
Mayo	21,283.14	51.11 %	73.89



3.2.5.- Estudio de Relleno Hidráulico.- La finalidad del siguiente estudio de Relleno Hidráulico que hice en Co - briza, fue básicamente determinar la cantidad de Relleno Hidráulico que llega a la mina (en galones/min.). Para ello se tuvo que hacer muestreos, análisis de malla, cálculos, etc.

3.2.5.1.- Primer Muestreo del Under Flow, Over Flow y del Relave; funcionando 1 circuito de la Concentradora.-

### Muestreo

Día: 2 de Julio 1987

Funcionan: 1 circuito de la Concentradora

Hora	Densidades (gr/lt)			% Sólidos (en peso), con balanza Marcy		
	Alimento (Relave)	Under Flow (sale de tanque agitador)	Over Flow	Alimento (Relave)	Under Flow (sale de tanque agitador)	Over Flow
9.00AM	1305	1855	1140	32.2	63.9	16.9
9.30AM	1258	1550	1145	28.2	49.1	17.5
10.00AM	1247	1519	1155	28.5	47.4	18.5
10.30AM	1245	1548	1144	27.5	49.1	17.1
2.00PM	1310	1709	1188	32.9	57.3	22
2.30PM	1288	1528	1185	30.8	48	21.5
3.00PM	1290	1522	1191	31.1	47.7	22.1
3.30PM	1294	1558	1150	31.5	49.7	18
Promed.	1279.6	1598.6	1162.2	30.3	51.5	19.2

Balde # 1 (anaranjado): Alimento (Relave)

Balde # 16 (anaranjado): Under Flow (del tanque agitador)

Balde # 6 (anaranjado): Over Flow

Con todas las muestras tomadas en una guardia, cada media hora, se hicieron los siguientes cálculos:

a) Con el Under Flow (del tanque agitador):

Peso del Balde # 16 = 518.20 gr.

Peso Total (balde + muestra de pulpa) = 2416 gr.

⇒ Peso de pulpa = 1897.8 gr.

Peso Muestra Seca (sólidos) = 951.4 gr.

% Sólidos (en peso) = 50.13 %

Densidad (de pulpa) = 1598.6 gr/lt.

Gravedad Específica (de sólidos) = 3.67

b) Con el Relave (alimento):

Peso del Balde # 1 = 516.25 gr.

Peso Total (balde + muestra de pulpa) = 2170.2 gr.

⇒ Peso de pulpa = 1653.95 gr.

Peso Muestra Seca (sólidos) = 493.84 gr.

% Sólidos (en peso) = 29.85 %

Densidad (de pulpa) = 1279.6 gr/lt.

Gravedad Específica (de sólidos) = 3.60

c) Con el Over Flow:

Peso del Balde # 6 = 514.96 gr.

Peso Total (balde + muestra de pulpa) = 2592.1 gr.

⇒ Peso de pulpa = 2077.14 gr.

Peso Muestra Seca (sólidos) = 402.55 gr.

% Sólidos (en peso) = 19.38 %

Densidad (de pulpa) = 1162.2 gr/lt.

Gravedad Específica (de sólidos) = 3.62

### 3.2.5.2.- Análisis de Malla del Under Flow, Over Flow y Relave, del Primer Muestreo.-

a) Con muestra de Under Flow.- Se toman 200 gr. de muestra seca de Under Flow, para el análisis de malla.

Malla Tyler	en micrones	Peso	% Peso	Acumulado (+)	Acumulado (-)
48	300	2.25gr	1.13	1.13 %	98.87 %
65	212	6.59	3.29	4.42 %	95.58 %
100	150	12.94	6.47	10.89 %	89.11 %
150	106	32.87	16.43	27.32 %	72.68 %
200	75	37.54	18.77	46.09 %	53.91 %
270	53	31.81	15.91	62 %	38 %
325	45	14.63	7.31	69.31 %	30.69 %
+ 400	38	9.42	4.71	74.02 %	25.98 %
- 400		51.95	25.97	100 %	—
		200 gr	100 %		

b) Con el Relave (alimento).- Se toman 400 gr. de muestra seca de relave, para el análisis de malla.

Malla Tyler	en micrones	Peso	% Peso	Acumulado (+)	Acumulado (-)
48	300	1.35gr	0.34	0.34 %	99.66 %
65	212	6.03	1.51	1.85 %	98.15 %
100	150	12.50	3.13	4.98 %	95.02 %
150	106	28.30	7.07	12.05 %	87.95 %
200	75	44.78	11.19	23.24 %	76.76 %
270	53	47.33	11.83	35.07 %	64.93 %
325	45	31.10	7.77	42.84 %	57.16 %
+ 400	38	21.71	5.43	48.27 %	51.73 %
- 400		206.9	51.73	100 %	—
		400 gr	100 %		

c) Con el Over Flow.- Se toman 300 gr. de muestra seca de Over Flow, para el análisis de malla.

Malla Tyler	en micrones	Peso	% Peso	Acumulado (+)	Acumulado (-)
48	300	0 gr	0	0	—
65	212	0	0	0	—
100	150	0.50	0.17	0.17 %	99.83 %
150	106	2.32	0.77	0.94 %	99.06 %
200	75	6.16	2.05	2.99 %	97.01 %
270	53	13.51	4.50	7.49 %	92.51 %
325	45	15.31	5.10	12.59 %	87.41 %
+ 400	38	15.87	5.29	17.88 %	82.12 %
- 400		246.33	82.11	100 %	—
		300 gr	100 %		

3.2.5.3.- Segundo Muestreo del Under Flow, Over Flow y del Relave; funcionando los 2 circuitos de la Concentradora.-

Muestreo

Día: 9 de Julio 1987

Funcionan: 2 circuitos de la Concentradora

Hora	Densidades (gr/lt)			% Sólidos (en peso), con balanza Marcy		
	Alimento (Relave)	Under Flow (sale de tanque agitador)	Over Flow	Alimento (Relave)	Under Flow (sale de tanque agitador)	Over Flow
2.00AM	1311	1847	1195	32.7	63.5	22.5
2.30AM	1318	1814	1217	33.5	62.2	24.9
3.00AM	1355	1840	1240	36.2	63.3	26.8
3.30AM	1362	1772	1231	36.8	60.4	25.8
4.00AM	1344	1945	1230	35.1	67.3	25.9
4.30AM	1360	1895	1220	36.2	65.5	24.9
5.00AM	1339	1882	1215	35	65	24.2
5.30AM	1342	1815	1213	35.1	62.3	24
Promed	1341.3	1851.2	1220.1	35.1	63.7	24.9

Balde # 12 (verde): Under Flow (del tanque agitador)

Balde # 1 (rojo): Over Flow

Balde # 10 (verde): Alimento (Relave)

Con todas las muestras tomadas en una guardia, cada media hora, se hicieron los siguientes cálculos:

a) Con el Under Flow (del tanque agitador):

Peso del Balde # 12 = 353.83 gr.

Peso Total (balde + muestra de pulpa) = 2913.75 gr.

⇒ Peso de pulpa = 2559.92 gr.

Peso de Muestra Seca (sólidos) = 1598.67 gr.

% Sólidos (en peso) = 62.45 %

Densidad (de pulpa) = 1851.2 gr/lt.

Gravedad Específica (de sólidos) = 3.90



b) Con el Relave (alimento):

Peso del Balde # 10 = 381.86 gr.

Peso Total (balde+muestra de pulpa) = 3636.81 gr.

⇒ Peso de pulpa = 3254.95 gr.

Peso Muestra Seca (sólidos) = 1118.4 gr.

% Sólidos (en peso) = 34.36 %

Densidad (de pulpa) = 1341.3 gr/lt.

Gravedad Específica (de sólidos) = 3.87

c) Con el Over Flow:

Peso del Balde # 1 = 382.85 gr.

Peso Total (balde+muestra de pulpa) = 2690.1 gr.

⇒ Peso de pulpa = 2307.25 gr.

Peso Muestra Seca (sólidos) = 569.89 gr.

% Sólidos (en peso) = 24.7 %

Densidad (de pulpa) = 1220.1 gr/lt.

Gravedad Específica (de sólidos) = 3.75

### 3.2.5.4.- Análisis de Malla del Under Flow, Over Flow y Relave, del Segundo Muestreo.-

a) Con el Under Flow (del tanque agitador).- Se toman 200 gr. de muestra seca de Under Flow, para el análisis de malla.

Malla Tyler	en micrones	Peso	% Peso	Acumulado (+)	Acumulado (-)
48	300	0.89gr	0.45	0.45 %	99.55 %
65	212	4.38	2.19	2.64 %	97.36 %
100	150	11.78	5.89	8.53 %	91.47 %
150	106	35.26	17.63	26.16 %	73.84 %
200	75	49.47	24.73	50.89 %	49.11 %
270	53	41.66	20.83	71.72 %	28.28 %
325	45	17.59	8.79	80.51 %	19.49 %
+ 400	38	8.68	4.34	84.85 %	15.15 %
- 400		30.29	15.15	100 %	
		200 gr	100 %		



b) Con el Relave (alimento).- Se toman 200 gr. de muestra seca de relave, para el análisis de malla.

Malla Tyler	en micrones	Peso	% Peso	Acumulado (+)	Acumulado (-)
48	300	0.42gr	0.21	0.21 %	99.79 %
65	212	1.72	0.86	1.07 %	98.93 %
100	150	4.80	2.40	3.47 %	96.53 %
150	106	17.55	8.77	12.24 %	87.76 %
200	75	26.15	13.07	25.31 %	74.69 %
270	53	25.43	12.71	38.02 %	61.98 %
325	45	18.21	9.11	47.13 %	52.87 %
+ 400	38	8.15	4.07	51.20 %	48.8 %
- 400		97.57	48.79	100 %	
		200 gr	100 %		

c) Con el Over Flow.- Se toman 200 gr. de muestra seca de Over Flow, para el análisis de malla.

Malla Tyler	en micrones	Peso	% Peso	Acumulado (+)	Acumulado (-)
48	300	0 gr	0	0	
65	212	0.04	0.02	0.02 %	99.98 %
100	150	0.10	0.05	0.07 %	99.93 %
150	106	0.10	0.05	0.12 %	99.88 %
200	75	0.16	0.08	0.2 %	99.8 %
270	53	0.14	0.07	0.27 %	99.73 %
325	45	0.05	0.03	0.3 %	99.7 %
+ 400	38	52.84	26.42	26.72 %	73.28 %
- 400		146.57	73.29	100 %	
		200 gr	100 %		

3.2.5.5.- Determinación de la Gravedad Específica.- En el laboratorio de la Concentradora se determinó la gravedad específica tanto del relave (alimentación), como del Under Flow y el Over Flow; Se determinó la gravedad específica tanto para cuando funcionaban un circuito de la Concentradora, como para cuando funcionaron los 2 circuitos. Para determinar la gravedad específica se procede de la siguiente manera:  
Se echa 100 mililitros de agua en la fiola y se pesa. Una raya blanca en la fiola indica los 100 mililitros.

Luego:

$$\text{Peso de fiola} + 100 \text{ mlt. agua} = 170.45 \text{ gr.}$$

Luego, se calcula la gravedad específica de la sustancia en mención.

Funcionando 1 Circuito (de la Concentradora):

a) Con el Over Flow: Se pesan 20 gr. de muestra seca del Over Flow, y se colocan en la fiola vacía; luego se le agrega agua hasta la raya blanca de 100 mlt., y se va haciendo el vacío con una manguera que va chupando aire. Luego se pesa:

$$\text{Peso fiola} + \text{agua adicional} + \text{mineral} = 184.92 \text{ gr.}$$

Finalmente:

$$GE = \frac{\text{Peso mineral}}{\left( \begin{array}{l} \text{Peso fiola} + \\ \text{Peso 100 mlt. agua} + \\ \text{Peso mineral} \end{array} \right) - \left( \begin{array}{l} \text{Peso fiola} + \\ \text{Peso mineral} + \\ \text{Peso agua adicional} \end{array} \right)} \quad (\text{fórmula})$$

$$\Rightarrow GE = \frac{20 \text{ gr}}{(170.45 + 20) - 184.92} = \frac{20}{5.53}$$

$$GE = 3.62$$

b) Con el Relave (alimento): Se siguen los mismos pasos que el anterior.

$$\text{Peso fiola} + \text{agua (100 mlt.)} = 170.45 \text{ gr.}$$

$$\text{Peso fiola} + \text{agua adicional} + \text{mineral} = 184.85 \text{ gr.}$$

$$\text{Luego: } GE = \frac{20 \text{ gr}}{(170.45 + 20) - 184.85} = \frac{20}{5.6}$$

$$GE = 3.60$$

c) Con el Under Flow (tanque agitador):

$$\text{Peso fiola} + \text{agua (100 mlt.)} = 170.45 \text{ gr.}$$

$$\text{Peso fiola} + \text{agua adicional} + \text{mineral} = 185 \text{ gr.}$$

$$\text{Luego: } GE = \frac{20 \text{ gr}}{(170.45 + 20) - 185} = \frac{20}{5.45}$$

$$GE = 3.67$$

Funcionando los 2 Circuitos:a) Con el Over Flow:

Peso fiola + agua (100 mlt.) = 170.45 gr.

Peso fiola + agua adicional + mineral = 185.13 gr.

Luego: 
$$GE = \frac{20 \text{ gr}}{(170.45 + 20) - 185.13} = \frac{20}{5.32}$$

$$GE = 3.75$$

b) Con el Relave (alimento):

Peso fiola + agua (100 mlt.) = 170.45 gr.

Peso fiola + agua adicional + mineral = 185.28 gr.

Luego: 
$$GE = \frac{20 \text{ gr}}{(170.45 + 20) - 185.28} = \frac{20}{5.17}$$

$$GE = 3.87$$

c) Con el Under Flow (tanque agitador):

Peso fiola + agua (100 mlt.) = 170.45 gr.

Peso fiola + agua adicional + mineral = 185.33 gr.

Luego: 
$$GE = \frac{20 \text{ gr}}{(170.45 + 20) - 185.33} = \frac{20}{5.12}$$

$$GE = 3.90$$

3.2.5.6.- Cálculo del Relave, Under Flow y Over Flow, funcionando 1 circuito de la Concentradora.- Calcularemos ahora el tonelaje de relave que manda la Concentradora a la casa de bombas; el Under Flow que es bombeado a la mina; y el Over Flow que se va al río Mantaro.

Para calcular el Relave (alimento), se resuelve el siguiente sistema de ecuaciones:

$$M = C + R \quad \text{---1}$$

$$M_x(\% \text{ Cu}) = C_x(\% \text{ Cu}) + R_x(\% \text{ Cu}) \quad \text{---2}$$

donde: M = mineral de cabeza

C = concentrado

R = relave

% Cu = ley de cobre

Para el muestreo realizado el día 2 de Julio 1987, funcionando 1 circuito, y hecho de 9.00 AM a 3.30 PM, la Superintendencia de Concentradora pasó las siguientes leyes tonelajes, para la segunda guardia: de 8.00 AM a 4.00 PM, ya que en esa guardia se hizo el muestreo:

Leyes en la segunda guardia:

Ley de Cabeza = 1.61 % Cu  
 Ley de Concentrado = 27.2 % Cu  
 Ley de Relave = 0.13 % Cu

Tonelaje tratado en la segunda guardia:

Tonelaje = 1586 TMH  
 en toneladas secas = 1570 TMS

En Cobriza se utiliza el 1 % de humedad.

Como dato se dá el tonelaje tratado por día (día 2 de Julio):

Tonelaje por día = 6525 TMH (trabajó 2 guardias con 2 circuitos y 1 guardia con 1 circuito).  
 en toneladas secas = 6460 TMS

Luego: Reemplazando en el sistema de ecuaciones anteriores:

$M = 1570 \text{ TMS}$  (tonelaje en la segunda guardia)

$$\Rightarrow 1570 = C + R \text{ ———— 1}$$

$$1570 (1.61) = C (27.2) + R (0.13) \text{ ———— 2}$$

De 1:  $C = 1570 - R$

en 2:  $1570 (1.61) = (1570 - R) (27.2) + R (0.13)$

$$\Rightarrow 2527.7 = 42,704 - 27.2 R + 0.13 R$$

$$27.2 R - 0.13 R = 42,704 - 2527.7$$

$$27.07 R = 40,176.3 \Rightarrow R = \frac{40,176.3}{27.07}$$

$R = 1484.16 \text{ TMS}$  (Relave en la segunda guardia)

en 1:  $1570 = C + 1484.16$

$$\Rightarrow C = 85.84 \text{ TMS} \text{ (Concentrado en segunda guardia)}$$



Cálculo del Under Flow y Over Flow.— Ahora que ya sabemos que el tonelaje de relave mandado por la Concentradora a la casa de bombas es de 1484.16 TMS, en la segunda guardia del día 2 de Julio 1987, funcionando un circuito de la Concentradora, calcularemos ahora cuánto de este relave se va a la mina (Under Flow), y cuánto al Mantaro (Over Flow).

Para hallar el Under Flow y el Over Flow es preciso hacer la siguiente tabla y los siguientes cálculos:

Malla	Relave			Over Flow			Under Flow		
	% Peso	Acum(+)	Acum(-)	% Peso	Acum(+)	Acum(-)	% Peso	Acum(+)	Acum(-)
48	0.34	0.34%	99.66%	0	0		1.13	1.13%	98.87%
65	1.51	1.85%	98.15%	0	0		3.29	4.42%	95.58%
100	3.13	4.98%	95.02%	0.17%	0.17%	99.83%	6.47	10.89%	89.11%
150	7.07	12.05%	87.95%	0.77%	0.94%	99.06%	16.43	27.32%	72.68%
200	11.19	23.24%	76.76%	2.05%	2.99%	97.01%	18.77	46.09%	53.91%
270	11.83	35.07%	64.93%	4.50%	7.49%	92.51%	15.91	62%	38%
325	7.77	42.84%	57.16%	5.10%	12.59%	87.41%	7.31	69.31%	30.69%
+ 400	5.43	48.27%	51.73%	5.29%	17.88%	82.12%	4.71	74.02%	25.98%
- 400	51.73	100%		82.11%	100%		25.97	100%	

Luego: Calcularemos el % de Over Flow, % Acumulado (+), para cada malla, mediante la relación:

$$\% \text{ Over Flow} = \frac{f - u}{o - u} \times 100$$

(% acumulado+)

donde: f, u, o = % acumulado (+) de cada malla en el Relave, Under Flow y Over Flow.

Para Malla 48:

$$\% \text{ O/F} = \frac{0.34 - 1.13}{0 - 1.13} = \frac{0.79}{1.13} = 69.91 \%$$

(48)

Para Malla 65:

$$\% \text{ O/F} = \frac{1.85 - 4.42}{0 - 4.42} = \frac{2.57}{4.42} = 58.14 \%$$

(65)



Para Malla 100:

$$\% \text{ O/F} = \frac{4.98 - 10.89}{0.17 - 10.89} = \frac{5.91}{10.72} = 55.13 \%$$

Para Malla 150:

$$\% \text{ O/F} = \frac{12.05 - 27.32}{0.94 - 27.32} = \frac{15.27}{26.38} = 57.88 \%$$

Para Malla 200:

$$\% \text{ O/F} = \frac{23.24 - 46.09}{2.99 - 46.09} = \frac{22.85}{43.1} = 53.01 \%$$

Para Malla 270:

$$\% \text{ O/F} = \frac{35.07 - 62}{7.49 - 62} = \frac{26.93}{54.51} = 49.40 \%$$

Para Malla 325:

$$\% \text{ O/F} = \frac{42.84 - 69.31}{12.59 - 69.31} = \frac{26.47}{56.72} = 46.66 \%$$

Para Malla 400:

$$\% \text{ O/F} = \frac{48.27 - 74.02}{17.88 - 74.02} = \frac{25.75}{56.14} = 45.86 \%$$

Luego: Para hallar el % de Over Flow tomaremos el promedio de los valores hallados para cada malla.

$$\% \text{ O/F} = \frac{69.91 + 58.14 + 55.13 + 57.88 + 53.01 + 49.40 + 46.66 + 45.86}{8}$$

8

$$\Rightarrow \boxed{\% \text{ Over Flow} = 54.50 \%}$$

El % del Under Flow se halla mediante la relación:

$$F = O + U$$

F = feed o alimentación (relave)

$$\Rightarrow 100 = 54.50 + U$$

$$\boxed{\% \text{ Under Flow} = 45.5 \%}$$

Luego: del 100 % de relave (alimentación) que entra a los ciclones, funcionando un circuito de la Concentradora, el 54.50 % se va al Mantaro (Over Flow), y el 45.5 % se va a la mina (Under Flow).

En Toneladas por Guardia:

Se tiene que en la segunda guardia del día 2 de Julio 1987, se tuvo una alimentación o relave de:

$$R = 1484.16 \text{ TMS}$$

$$\Rightarrow \text{Over Flow} = \frac{54.50 \times 1484.16}{100} \Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 808.87 \text{ TMS}}$$

$$\text{Under Flow} = \frac{45.5 \times 1484.16}{100} \Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 675.29 \text{ TMS}}$$

En Toneladas de Pulpa por Guardia:

Si 808.87 TMS son el 19.38 % de sólidos

$$\Rightarrow \text{el } 100 \% \text{ será} = \boxed{4173.73 \text{ ton. de pulpa de Over Flow}}$$

Si 675.29 TMS son el 50.13 % de sólidos

$$\Rightarrow \text{el } 100 \% \text{ será} = \boxed{1347.07 \text{ ton. de pulpa de Under Flow}}$$

Si 1484.16 TMS son el 29.85 % de sólidos

$$\Rightarrow \text{el } 100 \% \text{ será} = \boxed{4972.06 \text{ ton. de pulpa de Relave}}$$

En TMS/hora: (1 guardia = 8 horas)

$$\text{Relave} = \frac{1484.16 \text{ TMS}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Relave} = 185.52 \text{ TMS/hora}}$$

$$\text{Under Flow} = \frac{675.29 \text{ TMS}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 84.41 \text{ TMS/hora}}$$

$$\text{Over Flow} = \frac{808.87 \text{ TMS}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 101.11 \text{ TMS/hora}}$$

En TM de pulpa/hora:

$$\text{Relave} = \frac{4972.06 \text{ TM}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Relave} = 621.51 \text{ TM/hora}}$$

$$\text{Under Flow} = \frac{1347.07 \text{ TM}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 168.38 \text{ TM/hora}}$$

$$\text{Over Flow} = \frac{4173.73 \text{ TM}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 521.71 \text{ TM/hora}}$$

En galones/min: (trabajando 1 circuito)

$$a) \text{ Relave} = 621.51 \frac{\text{TM}}{\text{hora}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1.2796 \text{ TM}} \times \frac{1000 \text{ lt}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ gal}}{3.7851 \text{ lt}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}}$$

$$\Rightarrow \boxed{\text{Relave} = 2138.51 \text{ gal/min}}$$

$$b) \text{ Under Flow} = 168.38 \frac{\text{TM}}{\text{hora}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1.5986 \text{ TM}} \times \frac{1000 \text{ lt}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ gal}}{3.7854 \text{ lt}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}}$$

$$\Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 463.75 \text{ gal/min}}$$

$$c) \text{ Over Flow} = 521.71 \frac{\text{TM}}{\text{hora}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1.1622 \text{ TM}} \times \frac{1000 \text{ lt}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ gal}}{3.7854 \text{ lt}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}}$$

$$\Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 1976.45 \text{ gal/min}}$$

3.2.5.7.- Cálculo del Relave, Under Flow y Over Flow funcionando los 2 circuitos de la Concentradora.- Calculemos ahora el tonelaje de relave que manda la Concentradora a la casa de bombas, y de este tonelaje, cuánto le corresponde al Under Flow y cuánto al Over Flow.

Se sabe que:  $M = C + R$  ——— 1

$$M \times (\% \text{ Cu}) = C \times (\% \text{ Cu}) + R \times (\% \text{ Cu})$$
 ——— 2

donde: M = mineral de cabeza

C = concentrado

R = relave

% Cu = ley de cobre

Para el muestreo realizado el día 9 de Julio 1987, funcionando 2 circuitos, y hecho de 2.00 AM a 5.30 AM, la Superintendencia de Concentradora pasó las siguientes leyes y tonelajes, para la primera guardia: de 12 de la noche a 8.00 AM, ya que en esa guardia se hizo el muestreo:

Leyes en la primera guardia:

Ley de Cabeza = 0.95 % Cu

Ley de Concentrado = 25.9 % Cu

Ley de Relave = 0.09 % Cu

Tonelaje tratado en la primera guardia:

Tonelaje = 3088 TMH (1 % de humedad)

en toneladas secas = 3057.12 TMS

Como dato se da el tonelaje tratado por día (día 9 de Julio):

Tonelaje por día = 9264 TMH

en toneladas secas = 9171 TMS

Luego: Reemplazando en el sistema de ecuaciones anteriores:

$M = 3057.12$  TMS (tonelaje en la primera guardia)

$$\Rightarrow 3057.12 = C + R \text{ ————— } 1$$

$$3057.12 (0.95) = C (25.9) + R (0.09) \text{ ————— } 2$$

De 1:  $C = 3057.12 - R$

en 2:  $3057.12 (0.95) = (3057.12 - R) (25.9) + R (0.09)$

$$\Rightarrow 2904.26 = 79,179.41 - 25.9 R + 0.09 R$$

$$25.9 R - 0.09 R = 79,179.41 - 2904.26$$

$$25.81 R = 38,148.55 \Rightarrow R = \frac{38,148.55}{25.81}$$

$$\boxed{R = 2955.25 \text{ TMS}} \quad (\text{Relave o alimentación en la primera guardia})$$

en 1:  $3057.12 = C + 2955.25$

$$\Rightarrow \boxed{C = 101.87 \text{ TMS}} \quad (\text{concentrado en primera guardia})$$

Cálculo del Under Flow y Over Flow.— Ahora que ya sabemos que el tonelaje de relave mandado por la Concentradora a la casa de bombas es de 2955.25 TMS, en la primera guardia del día 9 de Julio 1987, funcionando los 2 circuitos de la Concentradora, calcularemos ahora cuánto de este relave se va al Mantaro (Over Flow), y cuánto se va a la mina (Under Flow).

Para hallar el Under Flow y el Over Flow es preciso hacer la siguiente tabla y los siguientes cálculos:

Malla	Relave			Over Flow			Under Flow		
	% Peso	Acum(+)	Acum(-)	% Peso	Acum(+)	Acum(-)	% Peso	Acum(+)	Acum(-)
48	0.21	0.21%	99.79%	0	0		0.45	0.45%	99.55%
65	0.86	1.07%	98.83%	0.02	0.02%	99.98%	2.19	2.64%	97.36%
100	2.40	3.41%	96.53%	0.05	0.07%	99.93%	5.89	8.53%	91.47%
150	8.77	12.24%	87.76%	0.05	0.12%	99.88%	17.63	26.16%	73.84%
200	13.07	25.31%	74.69%	0.08	0.2%	99.8%	24.73	50.89%	49.11%
270	12.71	38.02%	61.48%	0.07	0.27%	99.73%	20.83	71.72%	28.28%
325	9.11	47.13%	52.87%	0.03	0.3%	99.7%	8.79	80.51%	19.49%
+ 400	4.07	51.20%	48.8%	26.42	26.72%	73.28%	4.34	84.85%	15.15%
- 400	48.79	100%		73.29	100%		15.15	100%	

Luego: Calcularemos el % de Over Flow, % Acumulado (+), para cada malla, mediante la relación:

$$\% \text{ Over Flow} = \frac{f - u}{o - u} \times 100$$

(% acumulado+)

donde: f, u, o = % acumulado (+) de cada malla en el Relave, Under Flow y Over Flow.

Para Malla 48:

$$\% \text{ O/F} = \frac{0.21 - 0.45}{0 - 0.45} = \frac{0.24}{0.45} = 53.33 \%$$

Para Malla 65:

$$\% \text{ O/F} = \frac{1.07 - 2.64}{0.02 - 2.64} = \frac{1.57}{2.62} = 59.92 \%$$

Para Malla 100:

$$\% \text{ O/F} = \frac{3.47 - 8.53}{0.07 - 8.53} = \frac{5.06}{8.46} = 59.81 \%$$

Para Malla 150:

$$\% \text{ O/F} = \frac{12.24 - 26.16}{0.12 - 26.16} = \frac{13.92}{26.04} = 53.45 \%$$

Para Malla 200:

$$\% \text{ O/F} = \frac{25.31 - 50.89}{0.2 - 50.89} = \frac{25.58}{50.69} = 50.46 \%$$



Para Malla 270:

$$\% \text{ O/F} = \frac{38.02 - 71.72}{0.27 - 71.72} = \frac{33.7}{71.45} = 47.16 \%$$

Para Malla 325:

$$\% \text{ O/F} = \frac{47.13 - 80.51}{0.3 - 80.51} = \frac{33.38}{80.21} = 41.61 \%$$

Para Malla 400:

$$\% \text{ O/F} = \frac{51.20 - 84.85}{26.72 - 84.85} = \frac{33.65}{58.13} = 57.89 \%$$

Luego: Para hallar el % de Over Flow tomaremos el promedio de los valores hallados para cada malla.

$$\% \text{ O/F} = \frac{53.33 + 59.92 + 59.81 + 53.45 + 50.46 + 47.16 + 41.61 + 57.89}{8}$$

$$\Rightarrow \boxed{\% \text{ Over Flow} = 52.95 \%$$

El % de Under Flow se halla mediante la relación:

$$F = O + U$$

F = feed o alimentación (relave)

$$\Rightarrow 100 = 52.95 + U$$

$$\boxed{\% \text{ Under Flow} = 47.05 \%$$

Luego: del 100 % de relave (alimentación) que entra a los ciclones, funcionando 2 circuitos de la Concentradora, el 52.95 % se va al Mantaro (Over Flow), y el 47.05 % se va a la mina (Under Flow).

En Toneladas por Guardia:

Se tiene que en la primera guardia del día 9 de Julio 1987, se tuvo una alimentación o relave de:

$$R = 2955.25 \text{ TMS}$$

$$\Rightarrow \text{Over Flow} = \frac{52.95}{100} \times 2955.25 \Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 1564.80 \text{ TMS}}$$

$$\text{Under Flow} = \frac{47.05}{100} \times 2955.25 \Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 1390.45 \text{ TMS}}$$

En Toneladas de Pulpa por Guardia:

Con el Over Flow: Si 1564.80 TMS son el 24.7 % de sólidos

$$\Rightarrow \text{el } 100 \% \text{ será} = \boxed{6335.23 \text{ ton. de pulpa de Over Flow}}$$

Con el Under Flow: Si 1390.45 TMS son el 62.45 % de sólidos

$$\Rightarrow \text{el } 100 \% \text{ será} = \boxed{2226.50 \text{ ton. de pulpa de Under Flow}}$$

Con el Relave: Si 2955.25 TMS son el 34.36 % de sólidos

$$\Rightarrow \text{el } 100 \% \text{ será} = \boxed{8600.84 \text{ ton. de pulpa de Relave}}$$

En TMS/hora: (1 guardia = 8 horas)

$$\text{Relave} = \frac{2955.25 \text{ TMS}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Relave} = 369.41 \text{ TMS/hora}}$$

$$\text{Under Flow} = \frac{1390.45 \text{ TMS}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 173.81 \text{ TMS/hora}}$$

$$\text{Over Flow} = \frac{1564.80 \text{ TMS}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 195.6 \text{ TMS/hora}}$$

En TM de pulpa/hora:

$$\text{Relave} = \frac{8600.84 \text{ TM}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Relave} = 1075.11 \text{ TM/hora}}$$

$$\text{Under Flow} = \frac{2226.50 \text{ TM}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 278.31 \text{ TM/hora}}$$

$$\text{Over Flow} = \frac{6335.23 \text{ TM}}{8 \text{ horas}} \Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 791.90 \text{ TM/hora}}$$

En galones/min: (trabajando 2 circuitos)

$$\text{a) Relave} = 1075.11 \frac{\text{TM}}{\text{hora}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1.3413 \text{ TM}} \times \frac{1000 \text{ lt}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ gal}}{3.7854 \text{ lt}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}}$$

$$\Rightarrow \boxed{\text{Relave} = 3529.10 \text{ gal/min}}$$

$$\text{b) Under Flow} = 278.31 \frac{\text{TM}}{\text{hora}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1.8512 \text{ TM}} \times \frac{1000 \text{ lt}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ gal}}{3.7854 \text{ lt}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}}$$

$$\Rightarrow \boxed{\text{Under Flow} = 661.93 \text{ gal/min}}$$

$$c) \text{ Over Flow} = 791.90 \frac{\text{TM}}{\text{hora}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1.2201 \text{ TM}} \times \frac{1000 \text{ lt}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ gal}}{3.7854 \text{ lt}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}}$$

$$\Rightarrow \boxed{\text{Over Flow} = 2857.67 \text{ gal/min}}$$

### 3.2.5.8.- Análisis de la Calidad del Relleno Hidráulico.-

Entre los distintos métodos indirectos que existen para evaluar la calidad de un relleno hidráulico, nosotros emplearemos dos para evaluar la calidad del Relleno Hidráulico de Cobriza: El Coeficiente de Uniformidad, que da una medida de la gradación de las partículas del relleno; y el Coeficiente de Permeabilidad, que da una medida indirecta para averiguar cuán rápidamente el relleno hidráulico pasará del estado de pulpa al de un cuerpo granular firme. Ambos coeficientes tienen que ver con la granulometría del material de relleno. La granulometría de un material granular es la proporción que existe entre la cantidad (medida al peso) de partículas de cada tamaño con respecto al total. Si todas las partículas son iguales, los espacios (poros) entre ellas serán iguales y el área de contacto entre las partículas será igual, pero si existe una determinada proporción de tamaños en que las partículas menores pueden ocupar los espacios entre las partículas mayores, entonces los espacios interparticulares serán menores y el área de contacto entre partículas será mayor. Estas dos consecuencias de la granulometría afectan casi todas las propiedades de un relleno hidráulico.

a) Coeficiente de Uniformidad (CU).- Una de las maneras de conocer la relación entre las cantidades de material grueso y fino, es mediante el Coeficiente de Uniformidad, y se define como la razón del diámetro de partícula que es mayor que el 60 % del material, al diámetro de partículas que es mayor que el 10 % del material; o sea:

$$CU = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

D 60 = diámetro bajo el cual se encuentra el 60 % del material.

D 10 = diámetro bajo el cual se encuentra el 10 % del material.

El Coeficiente de Uniformidad (CU) es un número sin dimensión y por ende sin significado real. El que se haya tomado en 60 % y 10 % es arbitrario, se podría haber tomado el 65 % y el 12 %; Sin embargo, el CU refleja en forma muy aproximada muchas de las propiedades del relleno hidráulico.

Estadísticamente se ha llegado a determinar que un CU de 5 es lo más conveniente para el relleno hidráulico. Normalmente un aumento en el CU disminuye la percolación de un relleno y viceversa.

#### Condiciones:

Si  $4.8 \leq CU \leq 5.2$

se trata de una buena calidad de relleno.

Si  $CU > 5.2$

- D 10 es pequeño.
- Contiene muchos finos.
- El agua no puede circular bien.

Si  $CU < 4.8$

- D 60 es grande.
- No hay muchos finos.
- El agua circula bien.

El valor del CU no debe ser muy pequeño, pues algunos autores dicen que si el CU es menor que 4, la percolación del agua es mayor con tendencia a producirse el fenómeno del "Embudo". Este fenómeno consiste en la formación de conductos pequeños en el interior del relleno, mediante los cuales fluye la pulpa a velocidades altas, ensanchándolos progresivamente hasta derrumbarse.

#### Con el Relleno Hidráulico de Cobriza:

El análisis de malla del Under Flow o relleno, hecho en el segundo muestreo, el día 9 de Julio 1987, funcionando los 2 circuitos de la Concentradora, arrojó el siguiente resultado:

Malla Tyler	en micrones	% Peso	Acumulado (-)
48	300	0.45	99.55 %
65	212	2.19	97.36 %
100	150	5.89	91.47 %
150	106	17.63	73.84 %
200	75	24.73	49.11 %
270	53	20.83	28.28 %
325	45	8.79	19.49 %
+ 400	38	4.34	15.15 %
- 400		15.15	

La cuarta columna indica por ejemplo, que el 49.11 % del material pasa la malla 200 por lo tanto es menor de 75 micrones.

Luego, por definición:

$$CU = \frac{D_{60}}{D_{10}} - 1$$

Como en el cuadro anterior no aparece el porcentaje acumulativo de 60 %, se interpola entre 73.84 % (106) y 49.11 % (75), lo que da:

$$D_{60} = 88.65$$

#### Cálculo del D 10:

El D 10 no lo podemos hallar del cuadro anterior por interpolación, ya que el menor valor que figura en la cuarta columna es 15.15 %. Luego, hallaremos el D 10 graficando. Tanto para hallar el Coeficiente de Uniformidad como para otros propósitos, es útil graficar los datos de la segunda columna del cuadro anterior versus los datos de la cuarta columna, en un papel semi-logarítmico, con la segunda columna en la escala logarítmica y la cuarta columna en la escala simple. En el gráfico 1 se ha hecho esto y se muestra como se obtiene gráficamente el CU.

En este gráfico no se pudo graficar el % Acumulado (-) de 10 % por no tenerlo tabulado en el cuadro anterior, por lo que el D 10 se halló por extrapolación, prolongando la curva hasta interceptarla con el punto 10 % del eje de los % Acumulados (-), obteniéndose un D 10 de aproximadamente 29.

Luego:  $D_{10} \approx 29$



$$\text{en 1: } CU = \frac{88.65}{29} \Rightarrow \boxed{CU = 3.056}$$

Luego, al tener el Relleno Hidráulico de Cobriza un CU de aproximadamente 3.056 se tiene que:

Conclusión: Como  $CU < 4.8$

- D 60 es grande.
- No hay muchos finos.
- El agua circula bien.

Observaciones sobre los Gráficos: De la curva granulométrica del Gráfico 1 se puede obtener la siguiente información:

Cuanto más parada es la curva, más uniforme es el material; y cuanto más echada es, mayor graduación de partículas de diferentes tamaños hay. Cuando la línea es vertical, todas las partículas son del mismo tamaño. Ahora bien, con sólo conocer la curva granulométrica de un relleno no se puede conocer cuantitativamente sus propiedades estructurales, pero si se puede saber como variarán estas propiedades según la forma y posición de la curva. Así:

Cuanto más echada (cerca a la horizontal) la curva:

- 1.- Mayor densidad relativa.
- 2.- Menor razón de poros.
- 3.- Menor Coeficiente de Permeabilidad.
- 4.- Mayor Coeficiente de Uniformidad.

Cuanto más parada (cerca a la vertical) la curva, sucede lo contrario.

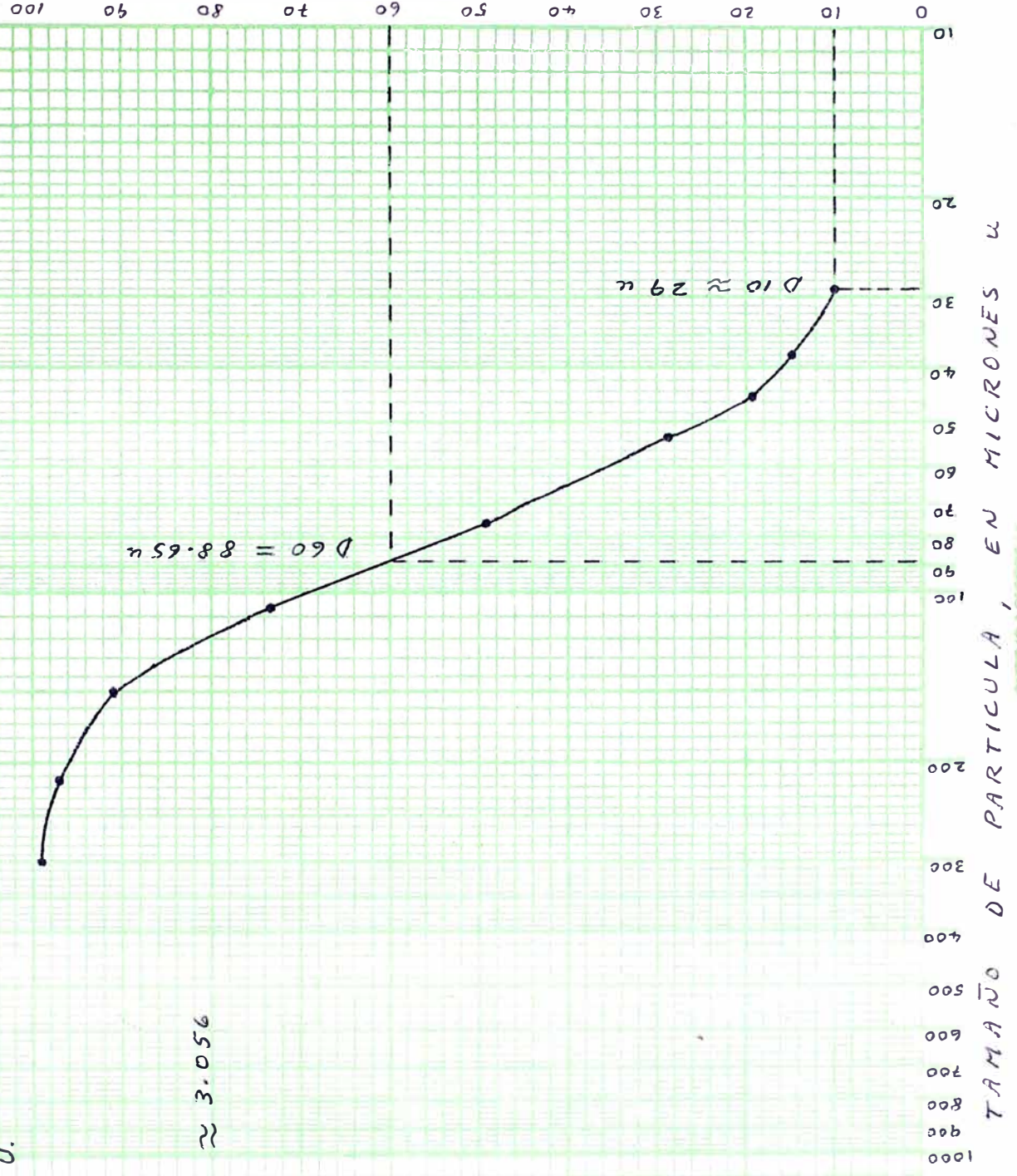
También, cuanto más cerca esté la curva a la esquina superior derecha del gráfico, más fino será el relleno y cuanto más cerca esté de la esquina inferior izquierda, más grueso será el relleno.

Del Gráfico 2: En el Gráfico 2 se ha graficado el Under Flow o relleno del Gráfico 1, o sea el hecho en el segundo muestreo; con el Relave o relleno sin clasificar, también hecho en el segundo muestreo, el día 9 de Julio

GRAFICO 1

GURVA GRANULOMETRICA PARA  
DETERMINAR EL C.U.

$$CU = \frac{D_{60}}{D_{10}} = \frac{88.65 \mu}{\approx 29 \mu} \approx 3.056$$



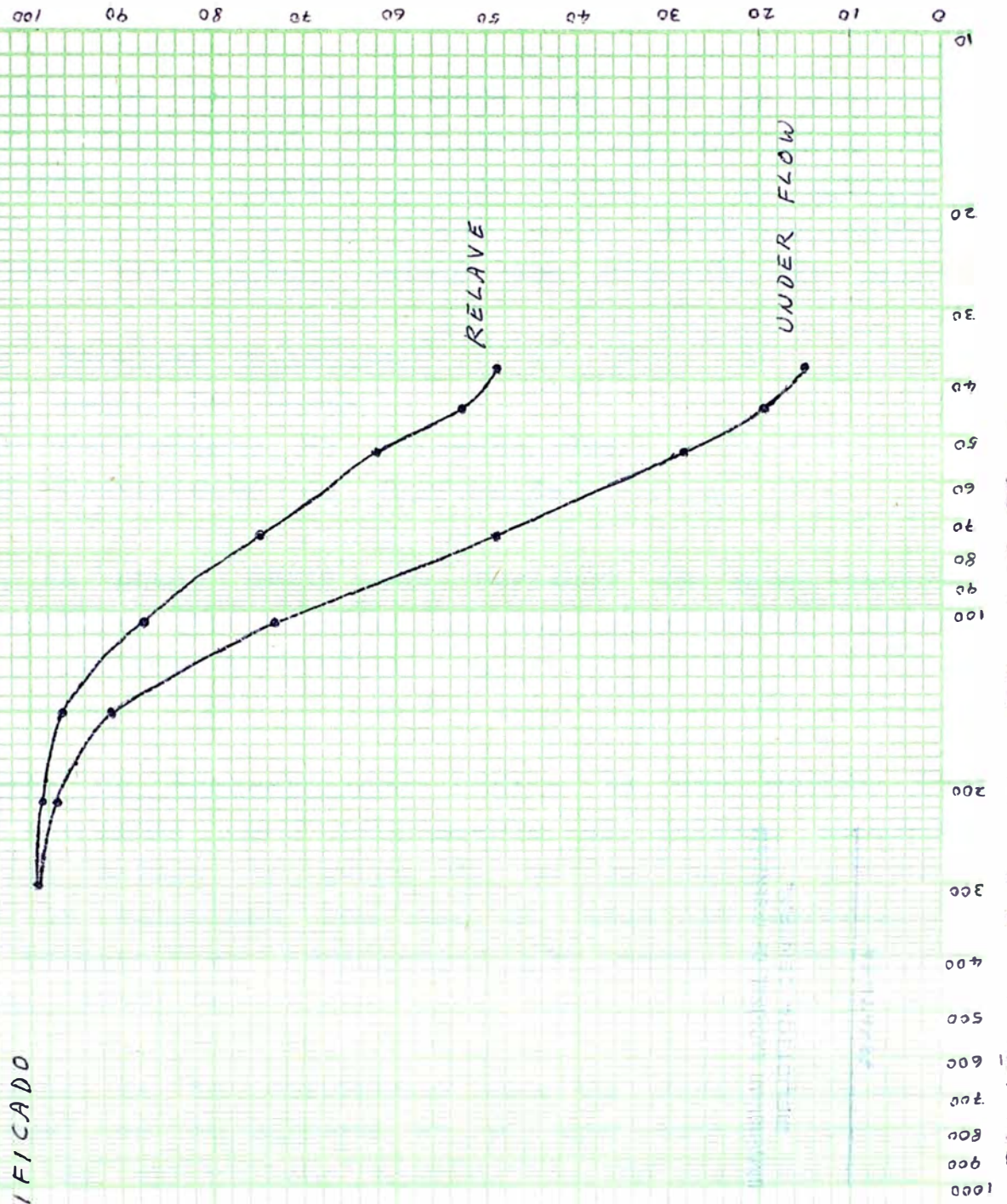
% ACUMULATIVO (-)

TAMANO DE PARTICULA, EN MICRONES u



GRAFICO 2

GURVAS GRANULOMETRICAS  
RELAVE = SIN CLASIFICAR  
UNDER FLOW = CLASIFICADO



% ACUMULATIVO (-)

TAMAÑO DE PARTICULA, EN MICRANES

de 1987.

Analizando las dos curvas se puede ver que la clasificación en los hidrociclones, ha causado que la curva del Under Flow esté más parada, y más cerca a la esquina izquierda; por lo tanto y en vista a lo dicho anteriormente, el relleno clasificado tendrá con respecto al sin clasificar:

- 1.- Menor densidad relativa.
- 2.- Mayor razón de poros.
- 3.- Mayor Coeficiente de Permeabilidad.
- 4.- Menor Coeficiente de Uniformidad.

En resumen, se puede decir que variando la granulometría se puede modificar sustancialmente las propiedades estructurales de un relleno hidráulico.

b) Coeficiente de Permeabilidad (CP).- Es una medida indirecta para averiguar cuan rápidamente el relleno hidráulico pasará del estado de pulpa al de un cuerpo granular firme. Mide la velocidad con que el agua se percola a través del relleno, en centímetros por hora, y más que para dar datos absolutos sirve para comparar un relleno con otro.

Estadísticamente se ha comprobado que un Coeficiente de Permeabilidad (CP) de 10 cm/hora es el más óptimo para la consolidación de un relleno hidráulico. Un relleno con un CP mayor de 20 puede causar el fenómeno del "Embudo". Un relleno con un CP menor de 3 se dice que demorará excesivamente en eliminar el agua y por tanto en permitir el reingreso del personal al tajeo.

Normalmente, como ya se ha dicho, un aumento en el Coeficiente de Uniformidad disminuye la percolación de un relleno y viceversa, por tanto el CU y el CP son inversamente proporcionales. Se ha llegado a establecer una relación del CP con el D 10:

$$CP = \left( \frac{D_{10} \times 6}{100} \right)^2$$

donde:

CP = en cm/hora

D 10 = en micrones

Para el Relleno Hidráulico de Cobriza:

Tenemos que: D 10 = 29 u

$$CP = \left( \frac{29 \times 6}{100} \right)^2 \longrightarrow \boxed{CP = 3.027 \text{ cm/hora}}$$



### 3.3.- Relleno Convencional

3.3.1.- Relleno Convencional: Descripción.- En Cobriza se utilizan 2 tipos de relleno: el relleno hidráulico para la zona 3 (zona baja), y el relleno convencional para las zonas 1 y 2 (zonas altas).

Para el relleno convencional se utilizan 2 tipos de camiones: los teletram marca Wagner, y los camiones Dux, también de bajo perfil.

Estos camiones son cargados de las laderas de los cerros que están cerca a las bocaminas, donde se encuentra el relleno convencional, a través de un cargador frontal, que también le llaman Pay Loader, o a través de un scoop.

En Cobriza se tienen varias canchas de relleno convencional, donde son cargados los camiones que llevan el relleno a los tajeos.

3.3.2.- Canchas de Relleno.- Tenemos las siguientes canchas:

- La cancha de relleno 70 sirve para rellenar los tajeos del nivel 70, y por chimenea se echa para rellenar los tajeos del nivel 60.

- La cancha del nivel 65 sirve para rellenar los tajeos del nivel 60.

- La cancha del nivel 47 y la de Huaribamba, sirve para rellenar los tajeos del nivel 42.

- La cancha del nivel 42 sirve para rellenar los tajeos del nivel 28, 37, 42.

- La cancha del nivel 28 (cerca al Pique Central), sirve para rellenar los tajeos del nivel 28.

3.3.3.- Disponibilidad Mecánica de los Camiones.- Zona 1.-

Durante el tiempo que estuve en el area de Relleno Convencional, se me asignó el control de los camiones de la Zona 1. Esta zona corresponde a los niveles 42, 47, 51, 60 y 70.

La Zona 1 tiene 6 camiones de bajo perfil para satisfacer sus necesidades de relleno convencional; De los 6 camiones, 4 son Dux y 2 son teletram Wagner, que también

les llaman Tele.

La numeración de los camiones de la Zona 1 es la siguiente:

- el 413, teletram (Tele)
- el 418, teletram
- el 876, Dux
- el 877, Dux
- el 878, Dux
- el 879, Dux

Por convenio, los mecánicos de Mantenimiento se comprometen a entregar todas las mañanas o ha principio de guardia (de día y noche) 4 camiones de los 6 que hay; Si por alguna razón hay 5 camiones disponibles al inicio de guardia, los mecánicos guardan un camión en Stand By, y este sirve para reemplazar a otro que se malogre en el transcurso del día.

A continuación se dá la disponibilidad mecánica de los camiones de la Zona 1, para el día Viernes 17 de Julio de 1987, en las 2 guardias:

Control Diario de Camiones - Zona 1

Guardia Día - Labor: relleno					Guardia Noche - Labor: relleno				
# Equipo	Hrs. prog.	Hrs. disp.	Salida del Equipo	Observa ciones	# Equipo	Hrs. prog.	Hrs. disp.	Salida del Equipo	Observa ciones
413	9	9	7.54AM		413	9	5	10.0PM	en RM
418	9	7	8.01AM	en RME	418	9	9	7.30PM	
876	9	9	7.59AM		876	9	5.5	12.00	en RM
877	9	0		en RM	877	9	0		en RM
878	9	9	7.56AM		878	9	5		en RM y SB
879	9	9		en SB	879	9	8	12.00	en SB y RE
<b>Total</b>	<b>54</b>	<b>43</b>				<b>54</b>	<b>32.5</b>		

Disponibilidad de Camiones Día = 69.90 %

RM = reparación mecánica

RME = reparación mecánica y eléctrica

RE = reparación eléctrica

SB = Stand By

La disponibilidad mecánica anterior se calculó con la fórmula:

$$\% \text{ Dispon. Mecánica} = \frac{\text{HD} - (\text{RM} + \text{RE} + \text{MP})}{\text{HP}} \times 100$$

HP = horas programadas

RM = reparaciones mecánicas

RE = reparaciones eléctricas

MP = mantenimiento preventivo

HD = horas disponibles

Luego:

$$\% \text{ DM} = \frac{43 + 32.5}{54 + 54} = \frac{75.5}{108} = \boxed{69.90 \%}$$

A continuación se da la disponibilidad mecánica de la semana del Sábado 11 de Julio al Viernes 17 de Julio de 1987:

Semanal

Guardia Día					Guardia Noche				
# Equipo	Hrs. prog.	Hrs. disp.	Salida del Equipo	Observa ciones	# Equipo	Hrs. prog.	Hrs. disp.	Salida del Equipo	Observa ciones
413	63	41.5			413	74	51		
418	63	46.5			418	74	67.5		
876	63	58			876	74	66.5		
877	63	0			877	74	0		
878	63	50.5			878	74	63		
879	63	28			879	74	45.5		
<b>Total</b>	<b>378</b>	<b>224.5</b>				<b>444</b>	<b>293.5</b>		

Disponibilidad de Camiones Semanal = 63.01 %

o sea:  $\% \text{ DM} = \frac{224.5 + 293.5}{378 + 444} = \frac{518}{822} = \boxed{63.01 \%}$

3.3.4.- Características Técnicas de los Camiones.- Los camiones Dux, según catálogo, son de 30 toneladas de capacidad (ton. cortas), y tienen las siguientes características, según se ve en el catálogo:

- Capacidad de carga: 30 ton. cortas                      27.2 ton. métricas
- Capacidad de la tolva:
  - Capacidad colmada: 19.6 yd<sup>3</sup>                      15 m<sup>3</sup>
  - Capacidad al ras o al nivel: 16.4 yd<sup>3</sup>                      12.5 m<sup>3</sup>
 (la capacidad al ras es como si se llenase la tolva con agua).
- Velocidad de viaje:
  - Velocidad máxima aproximada: 22 millas/hora                      35 km/hora
- Modelo: DT 30
- Pesos (según catálogo):
  - Peso vacío: 49,200 lbs                      22,288 kg
  - Peso cargado: 109,200 lbs                      49,468 kg
- Longitud del camión: 9.955 metros
- Ancho de tolva: 2.82 metros
- Altura de tolva alzada: 5.435 metros

Lo que quiere decir que para utilizar estos camiones, los tajeos de relleno deben tener una altura mínima de 5.435 metros.

Con respecto a los camiones teletram Wagner, estos son modelo MTT - 420, de 20 toneladas de capacidad. Estos camiones tienen la característica (y en eso se diferencian de los Dux) de que no levantan la tolva para descargar, sino que poseen una doble tolva, las cuales son empujadas hacia afuera a través de un pistón; cuando se descarga la mitad de la tolva, la otra mitad es empujada hacia afuera.

Con respecto a la nomenclatura del modelo: MTT - 420, significa: MT es la abreviación en inglés de camión de mina (Mining Truck); la siguiente T indica que el equipo tiene cuerpo telescópico; el número 4 determina la tracción en las cuatro ruedas; y el número 20 significa la capacidad en toneladas para el transporte (20 toneladas).

3.3.5.- Pesos de los Camiones.- Se llevaron a pesar a la balanza tanto los camiones Dux como los teletram Wagner (tele), vacíos y con carga, para ver cuánto es el tonelaje de relleno convencional que cargan, obteniéndose los siguientes pesos:

a) Peso del Camión Dux # 876 vacío= 26,280 kg  
(camión modelo DT - 30).

Peso del Camión Dux # 876 lleno= 45,500 kg

⇒Peso del relleno transportado= 19,220 kg

Factor de llenado= 96 % mas o menos (al ojo).

Se hace notar que se le echó a la tolva 5 cucharas del cargador frontal (es lo normal), de 3 yd<sup>3</sup> de cuchara.

b) Peso del Camión Teletram Wagner # 412 vacío= 22,280 kg  
(camión modelo MTT - 420).

Peso del Camión Teletram Wagner # 412 lleno= 40,480 kg

⇒Peso del relleno transportado= 18,200 kg

Factor de llenado= 93 % mas o menos (al ojo).

Se hace notar que se le echó a la tolva del camión 4 cucharas (es lo normal) del cargador frontal.

El peso del camión Dux hallado con la balanza, de 26,280 kilogramos vacío, difiere del que figura en el catálogo, de 22,288 kilogramos vacío, seguramente debido a las modificaciones que han sufrido estos camiones de su estado original, ya que según los mecánicos, han sufrido varias modificaciones en la mina.

3.3.6.- Eficiencia de los Camiones Dux.- Se tomó la eficiencia de los camiones Dux, modelo DT - 30, llevando relleno convencional al tajeo 28 - 2300 S, siendo cargados en la cancha del nivel 28 (cerca al Pique Central), con un cargador frontal o Pay Loader Caterpillar de 3 yd<sup>3</sup> de cuchara.

Se hizo la eficiencia a través del camión Dux # 876.



Fecha: 17 de Julio de 1987

Guardia: Día

Camión Dux # 876.- Modelo DT - 30

Operador: J. Herrera

Lugar de Carguío: cancha del nivel 28

Lugar de Vaciado: Tajeo 28 - 2300 S

Material de Carguío: Relleno Convencional

Peso de Carga Transportada: 19.22 TM/viaje

Cargado con: Cargador Frontal (Pay Loader)

Se tomaron los tiempos que demoraba el camión Dux en hacer un ciclo completo, o sea:

t. carguío + t. ida + t. descarga + t. regreso

El promedio del ciclo del camión fue de 37 minutos.

Luego: Promedio del Ciclo = 37 minutos

⇒ En 1 hora, el camión hará:  $\frac{60 \text{ min/hora}}{37 \text{ min/ciclo}} = 1.62 \text{ ciclos/hora}$

Como en cada ciclo el camión carga 19.22 TM

Luego, en 1 hora el camión cargará:

$19.22 \text{ TM/ciclo} \times 1.62 \text{ ciclos/hora} = 31.136 \text{ TM/hora}$

⇒ Eficiencia del Camión =  $\boxed{31.136 \text{ TM/hora}}$

o sea, en 1 hora el camión estaría echando al tajeo 31.136 TM de relleno.

Como generalmente en el relleno de un tajeo intervienen una flota de 4 camiones

⇒ la flota de 4 camiones estaría echando en 1 hora:

$31.136 \text{ TM/hora} \times 4 = \boxed{124.54 \text{ TM/hora}}$

Si consideramos que en una guardia de 8 horas, se hace un trabajo efectivo de 5.5 horas

⇒ En 5.5 horas/guardia, el camión Dux estaría echando al tajeo:

$31.136 \text{ TM/hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{171.248 \text{ TM/guardia}}$

y la flota de 4 camiones estaría echando en 1 guardia:

$124.54 \text{ TM/hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{684.97 \text{ TM/guardia}}$

En 1 día, el camión Dux estaría echando:

$$171.248 \text{ TM/guardia} \times 2 \text{ guardias/día} = \boxed{342.496 \text{ TM/día}}$$

y la flota de 4 camiones estaría echando en 1 día:

$$684.97 \text{ TM/guardia} \times 2 \text{ guardias/día} = \boxed{1369.94 \text{ TM/día}}$$

### Trabajando con Volúmenes:

Se tiene, según las especificaciones del catálogo, que el volumen de la tolva del camión Dux es de  $12.5 \text{ m}^3$ ; se considerará el volumen al ras o al nivel.

Si se considera un factor de llenado de 96 % (al ojo)

$$\Rightarrow \text{Volumen llenado de la tolva} = 12.5 \times 0.96 = 12 \text{ m}^3$$

Podemos hallar el peso específico del Relleno Convencional, ya que tenemos el peso que carga la tolva, y su volumen ocupado.

$$\Rightarrow \text{Peso Específico del Relleno Convencional} = \frac{19.22 \text{ TM}}{12 \text{ m}^3}$$

$$\Rightarrow \text{Peso Específico del Relleno Convencional} = \boxed{1.602 \text{ TM/m}^3}$$

Luego: Eficiencia del Camión =  $\frac{31.136 \text{ TM/hora}}{1.602 \text{ TM/m}^3}$

$$\Rightarrow \text{Eficiencia del Camión} = \boxed{19.436 \text{ m}^3/\text{hora}}$$

o sea, en 1 hora el camión estaría echando al tajeo  $19.436 \text{ m}^3$  de relleno.

Como generalmente en el relleno de un tajeo intervienen una flota de 4 camiones

$\Rightarrow$  la flota de 4 camiones estaría echando en 1 hora:

$$19.436 \text{ m}^3/\text{hora} \times 4 = \boxed{77.744 \text{ m}^3/\text{hora}}$$

Si consideramos que en una guardia de 8 horas, se hace un trabajo efectivo de 5.5 horas

$\Rightarrow$  En 5.5 horas/guardia, el camión Dux estaría echando al tajeo:

$$19.436 \text{ m}^3/\text{hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{106.898 \text{ m}^3/\text{guardia}}$$

y la flota de 4 camiones estaría echando en 1 guardia:

$$77.744 \text{ m}^3/\text{hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{427.592 \text{ m}^3/\text{guardia}}$$

En 1 día, el camión Dux estaría echando:

$$106.898 \text{ m}^3/\text{guardia} \times 2 \text{ guardias/día} = \boxed{213.796 \text{ m}^3/\text{día}}$$

y la flota de 4 camiones estaría echando en 1 día:

$$427.592 \text{ m}^3/\text{guardia} \times 2 \text{ guardias/día} = \boxed{855.184 \text{ m}^3/\text{día}}$$

Si tenemos en cuenta que la profundidad del taladro es 11 pies o 3.3 m, y que se perfora con un ángulo de inclinación de 65° mas o menos, en un tajeo de 200 m. de largo, por 18 m. de ancho, entonces por cada corte del tajeo se rompen:

$$200 \times 18 \times 3.3 (\text{Seno } 65^\circ) = 200 \times 18 \times 3.3 (0.906) = 10,763.28 \text{ m}^3$$

Luego: para rellenar esos 10,763.28 m<sup>3</sup> rotos, con 4 camiones Dux, trabajando a 2 guardias por día, se necesitarán:

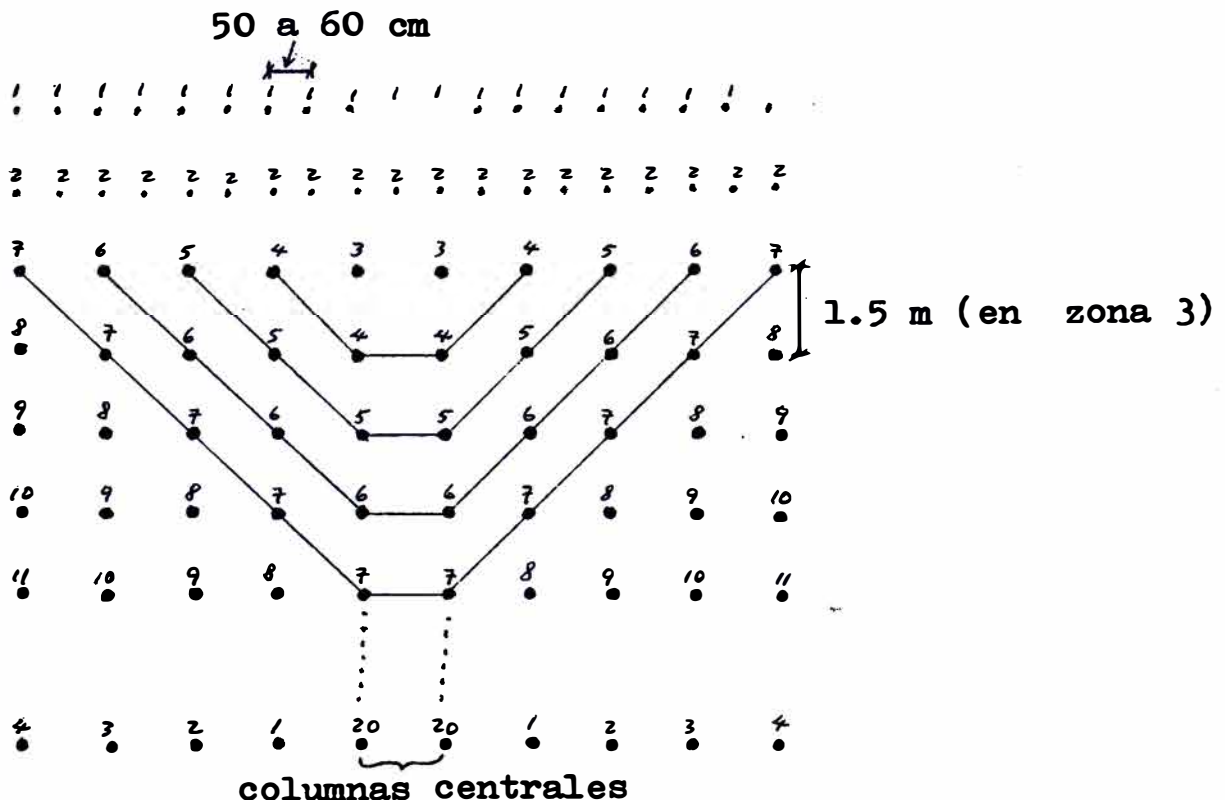
$$\# \text{ de días} = \frac{10,763.28 \text{ m}^3}{855.184 \text{ m}^3/\text{día}} = \boxed{12.58 \text{ días}}$$

3.4.- Voladura

3.4.1.- Descripción de la Voladura.- Para la voladura en Cobriza se emplea Anfo, cartucho de dinamita Gelatina Especial 75 % como cebo, Fanel, cordón detonante Pentacord 10 P, y para iniciar el disparo se usa fulminante común, guía de seguridad, mecha rápida para el chispeo y conectores.

La malla es cuadrada y en la zona 3 es de  $1.5 \times 1.5$  m. Como ya se ha dicho, la voladura se hace una vez que se ha perforado todo el tajeo y posteriormente rellenado; y se disparan entre 900 y 1200 taladros cada vez.

El amarre es fila por fila, pasando el Pentacord por el medio de dos filas y se toman los Faneles de los taladros adyacentes y se amarran juntos, o sea, de 2 en 2. La salida es en forma de trapecio o trapezoidal, en forma de V truncada, poniendo los retardos numerados de manera que formen un trapecio o V truncada, y se obtenga 2 caras libres, y se logre una mayor interacción entre los taladros al momento del disparo, por el choque de la roca en el aire.



Salida de los taladros (zona 3)

La forma de cargar los taladros es como sigue: Primero se cargan con el Fanel las 2 columnas centrales, que van a formar el vértice truncado de la V; a veces el vértice de la V puede ser un taladro. Se cargan primero estas 2 columnas a todo lo largo del tajeo, y con el mismo número de Fanel cada fila, como por ejemplo, 3 - 3 la primera fila de 2 taladros, 4 - 4 la siguiente fila de 2 taladros, 5 - 5 la siguiente fila, y así sucesivamente hasta el 20 - 20 donde acaba la serie del Fanel, y hay que hacer una nueva serie, haciendo un puente entre serie y serie, uniendo una serie con la otra con cordón detonante y poniendo al medio un Fanel de número adecuado.

La malla de perforación es de 1.5 x 1.5 m. en la zona 3, pero las 2 primeras filas se perforan con un espaciamiento pequeño, de 50 a 60 cm, para que ayuden a formar o ampliar la cara libre; Estas 2 primeras filas se cargan con Fanel del mismo número cada una, digamos el # 1 la primera fila, el # 2 la segunda fila.

La manguera del Fanel mide 5 metros, lo que quiere decir que si la longitud del taladro es la correcta, debe sobresalir:  $5 \text{ m} - 3.3 \text{ m} = 1.70 \text{ m}$  (ya que se perfora 11 pies). En el cargado de los taladros con Anfo, se deja sin cargar entre 25 a 30 cm. de taladro.

El promedio de kg Anfo/taladro es de 5 kg/taladro.

3.4.2.- Cálculos de Voladura.- Se analizará el disparo que se hizo el día Jueves 23 de Julio 1987 en el tajeo 19 - 2300 S de la zona 3, donde se dispararon 960 taladros.

Tajeo: 19 - 2300 S.- Zona 3

Día: 23 de Julio 1987

Guardia Noche

Taladros Disparados: 960 taladros

a) Consumo de:

Fanel: 960 Faneles.

Dinamita Gelatina Especial 75 %: 960 cartuchos.

Pentacord 10 P: 1000 metros.

Anfo: 200 bolsas de 25 kg cada una.



- Guía de Seguridad: 3 guías de 12 pies cada una.
- Mecha Rápida (Igniter Cord): 1 metro (para chispeo).
- Fulminantes: 3 fulminantes.
- Conectores: 3 conectores.

b) Cálculo del Tonelaje Roto:

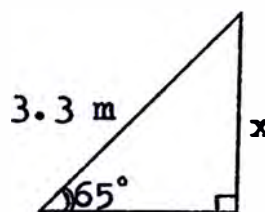
- Longitud de Tajeo Disparado: Se disparó de la sección 2200 a la sección 2020  $\Rightarrow$  180 m. de longitud de disparo.
- Area:  $180 \text{ m} \times 18 \text{ m} = 3240 \text{ m}^2$ .
- Altura: los taladros son de 11 pies (3.3 m), pero se perforan con una inclinación de  $65^\circ$  (mas o menos).

$$\Rightarrow \text{Seno } 65^\circ = \frac{x}{3.3 \text{ m}}$$

$$x = 3.3 \times \text{Seno } 65^\circ$$

$$x = 3.3 \times 0.906 = 2.989 \text{ m}$$

$$\Rightarrow \text{Altura} = 2.989 \text{ m}$$



- Volumen:  $3240 \text{ m}^2 \times 2.989 \text{ m} = 9684.36 \text{ m}^3$
- Peso Específico del Mineral:  $3.6 \text{ TM/m}^3$
- Toneladas:  $3.6 \text{ TM/m}^3 \times 9684.36 \text{ m}^3 = \boxed{34,863.696 \text{ TM}}$

c) Eficiencias:

- TM/taladro:  $\frac{34,863.696 \text{ TM}}{960 \text{ taladros}} = \boxed{36.316 \text{ TM/tal.}}$
- Kg. Anfo/taladro:  $\frac{200 \text{ bolsas} \times 25 \text{ kg/bolsa}}{960 \text{ taladros}} = \boxed{5.208 \text{ kg Anfo/tal.}}$
- Kg. Anfo/TM:  $\frac{5000 \text{ kg Anfo}}{34,863.696 \text{ TM}} = \boxed{0.143 \text{ kg Anfo/TM}}$
- Factor de Potencia:  $\frac{5000 \text{ kg Anfo} + 960 \text{ cartuchos} \times 0.142 \text{ kg/cart.}}{34,863.696 \text{ TM}}$
- $\Rightarrow$  Factor de Potencia =  $\frac{5000 \text{ kg} + 136.32 \text{ kg}}{34,863.696 \text{ TM}} = \boxed{0.147 \text{ kg explos./TM}}$

Se hace notar que la caja de dinamita Gelatina Especial 75 % tiene un peso neto de 22.7 kg y vienen 160 cartuchos. También se hace notar que en la práctica, en Cobriza, se considera que entran 5 kg Anfo/tal.

d) Cálculo Teórico de los kg. Anfo/taladro:

Longitud del taladro = 3.3 m

Pero el taladro no se carga todo con Anfo, ya que se deja sin cargar 25 a 30 cm, pongámosle 28 cm sin cargar

⇒ Longitud cargada del taladro = 3.3 - 0.28 = 3.02 m

Area del Taladro =  $3.1416 \times r^2 = 3.1416 \times \left(\frac{2 \text{ pulg}}{2}\right)^2 = 3.1416 \text{ pulg}^2$

$$= 3.1416 \times (0.0254 \text{ m})^2 = 3.1416 \times (0.0006451 \text{ m}^2)$$

⇒ Area del Taladro = 0.0020266 m<sup>2</sup>

Volumen del Taladro = 0.0020266 m<sup>2</sup> × 3.02 m = 0.00612 m<sup>3</sup> = 6120 cm<sup>3</sup>

Densidad del Anfo = 0.85 gr/cm<sup>3</sup>

⇒ Entra en 1 taladro 6120 cm<sup>3</sup> × 0.85 gr/cm<sup>3</sup> = 5.202 kg Anfo/tal.

Puede verse que este valor coincide con el hallado anteriormente de 5.208 kg Anfo/tal.

e) Costos de Voladura: (en intis, al mes de Junio 1987)

- Fanel: cada Fanel cuesta I/ 41.27

Luego, 960 Faneles cuestan: I/ 39,619.2

- Dinamita Gelatina Especial 75 %: la caja cuesta I/922.64 vienen 160 cartuchos; Luego, 960 cartuchos cuestan: I/ 5535.84

- Pentacord 10 P: el pie cuesta I/ 0.19

Luego, 1000 metros cuestan: I/ 623.359

- Guía de Seguridad: 3 guías de 12 pies cada una

⇒ 36 pies de guía

La guía cuesta I/ 1.21 el metro

Luego, 36 pies cuestan: I/ 13.277

- Mecha Rápida (Igniter Cord): 1 metro cuesta I/ 3.06

- Fulminante: la cajita cuesta I/ 178.67 y vienen 100 cápsulas; Luego, 3 cápsulas cuestan: I/ 5.36

- Conectores: cada conector cuesta I/ 1.57

Luego, 3 conectores cuestan: I/ 4.71

- Anfo: - Nitrato de Amonio: cuesta I/ 6.32 el kilo  
Luego, 5000 kg cuestan: I/ 31,600
- Petroleo # 2: cuesta I/ 13.75 el galón  
En el Anfo entra 1 galón por cada 100 libras  
de Nitrato de Amonio. En 5000 kg hay 11,022.9 lb.  
⇒ En 5000 kg de Anfo entran 110.229 galones  
de petroleo # 2.  
Luego, 110.229 galones cuestan: I/ 1515.648

Luego, el costo total del Anfo es:

$$31,600 + 1515.648 = I/ 33,115.648$$

$$\text{Costo Total de Voladura} = \boxed{I/ 78,920.454}$$

$$\text{Costo Intis/TM} = \frac{I/ 78,920.454}{34,863.696 \text{ TM}} = \boxed{I/ 2.264/\text{TM}}$$

Nota: El costo del Fanel, como puede verse, representa el 50 % del costo total de voladura.

### 3.5.- Limpieza

La limpieza de los tajeos del material disparado se realiza a través de los Scooptram ST-13, marca Wagner, de 13 yardas cúbicas de capacidad de cuchara, verdaderos gigantes del Trackless.

3.5.1.- Características Técnicas del Scooptram ST-13.- El Scooptram ST-13 es un vehículo de tracción en las 4 ruedas, capacidad para 13 yd<sup>3</sup> (9.9 m<sup>3</sup>) y motor diesel. Posee transmisión de cambios para 4 velocidades.

La unidad consiste principalmente de 2 secciones: el módulo delantero y el módulo trasero. Estas 2 secciones están unidas por medio de visagras y pasador (muñón articulado) lo que le permite que estas 2 secciones giren. La sección delantera incluye el cucharón, pluma, cilindros hidráulicos y el eje motriz delantero. La sección trasera contiene el motor, convertidor de torsión, transmisión, eje motriz trasero y la localidad del operador.

En seguida se dan algunas características del Scooptram ST-13:

- Marca: Wagner
- Modelo: ST-13 (ST significa Scooptram)
- Capacidad de la Cuchara:
  - Capacidad colmada: 13 yd<sup>3</sup> (9.9 m<sup>3</sup>)
  - Capacidad al ras o al nivel: 11 yd<sup>3</sup> (8.4 m<sup>3</sup>)
- Fuerza de carga del cucharón al comienzo: 48,613 kg
- Capacidad de acarreo: 17,690 kg
- Fuerza de empuje: 26,289 kg
- Fuerza de empuje hidráulico: 29,022 kg
- Velocidades del vehículo cargado hacia adelante o reversa:
 

	1 <sup>ra</sup>	2 <sup>da</sup>	3 <sup>ra</sup>	4 <sup>ta</sup>
Velocidad en millas/hora:	3.1	5.2	8.7	14.3
Velocidad en km/hora:	5.0	8.4	14.0	23.0
- Dirección: Orientación Bi-Direccional automática
- Angulo de Vuelta: 85° (42.5° para cada lado)
- Capacidades de los tanques:
  - Combustible: 200 galones USA (757 litros)
  - Líquido Hidráulico: 230 galones USA (871 litros)

- Peso (aproximado), operando: 45,042 kg (99,300 lbs)

3.5.2.- Eficiencia del Scooptram ST-13.- Se tomó la eficiencia del Scooptram ST-13, de 13 yd<sup>3</sup> de capacidad de cuchara, en el tajeo 28-2943 N, trabajando el Scooptram # 865.

Scooptram ST-13 # 865

Tajeo: 28-2943 N

Día: 3 de Agosto 1987

Guardia Noche

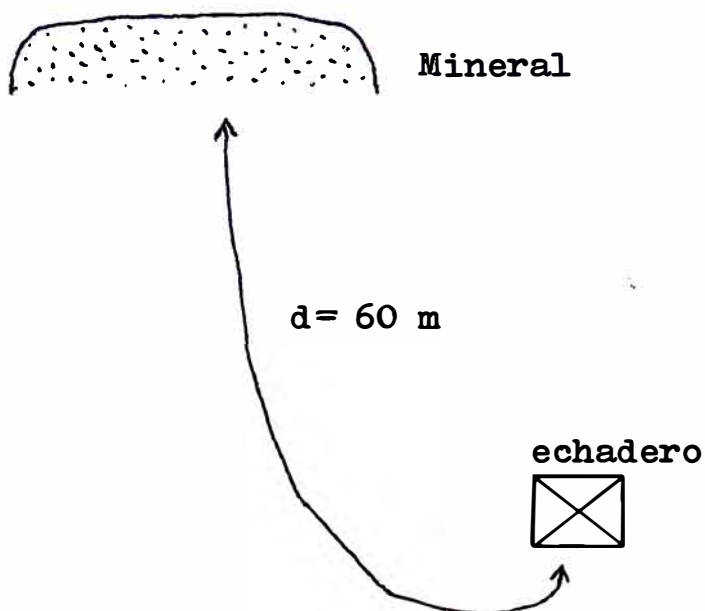
Operador: Pedro Huamán

Se tomaron 6 mediciones del tiempo que demoraba el Scooptram en hacer un ciclo completo; estas fueron las mediciones:

	Tiempo ida	+ tiempo carguío	+ tiempo regreso	+ tiempo descarga
1)	1 min.	+ 22 seg.	+ 53 seg.	+ 20 seg.
2)	48 seg.	+ 35 seg.	+ 35 seg.	+ 25 seg.
3)	40 seg.	+ 50 seg.	+ 37 seg.	+ 25 seg.
4)	40 seg.	+ 56 seg.	+ 38 seg.	+ 25 seg.
5)	44 seg.	+ 30 seg.	+ 33 seg.	+ 24 seg.
6)	40 seg.	+ 51 seg.	+ 32 seg.	+ 24 seg.

Promedio del Ciclo = 2 min. 28 seg.

Se hace notar que la distancia recorrida es 60 metros, o sea, la distancia entre el mineral y el echadero.





En 1 hora, el Scooptram hará:  $\frac{60 \text{ min.}}{2 \text{ min.}28 \text{ seg}} = 24.32 \text{ ciclos/hora}$

o sea, en 1 hora el Scooptram irá prácticamente 24 veces al echadero a echar mineral.

Capacidad de la cuchara al ras =  $8.4 \text{ m}^3$  (11 yd<sup>3</sup>)

Factor de llenado = 85 %

⇒ Capacidad de la cuchara al ras =  $7.14 \text{ m}^3$

Considerando un % de Esponjamiento = 45 %:

Sea x el volumen compacto del mineral

$$\Rightarrow x + 0.45 x = 7.14 \text{ m}^3 \Rightarrow 1.45 x = 7.14 \Rightarrow x = \frac{7.14}{1.45} \Rightarrow x = 4.924 \text{ m}^3$$

Luego: el volumen del mineral compacto es:  $4.924 \text{ m}^3$

Peso Específico del Mineral =  $3.6 \text{ TM/m}^3$

⇒ TM que carga la cuchara =  $3.6 \text{ TM/m}^3 \times 4.924 \text{ m}^3 = 17.726 \text{ TM}$

Luego: en 1 hora el Scooptram echará:

$$24.32 \text{ ciclos/hora} \times 17.726 \text{ TM/ciclo} = 431.09 \text{ TM/hora}$$

⇒ Eficiencia del Scooptram =  $\boxed{431.09 \text{ TM/hora}}$

Esta vendría a ser la eficiencia ideal o teórica, ya que en Cobriza se considera que tal como están cargando los operadores la cuchara, se carga 15 TM por cuchara.

Emplearemos entonces 15 TM por cuchara para calcular la eficiencia real o práctica del Scooptram.

Luego: TM que carga la cuchara =  $\boxed{15 \text{ TM}}$

En 1 hora el Scooptram echará:

$$24.32 \text{ ciclos/hora} \times 15 \text{ TM/ciclo} = 364.8 \text{ TM/hora}$$

⇒ Eficiencia del Scooptram =  $\boxed{364.8 \text{ TM/hora}}$  (eficiencia real)

Si se considera que en 1 guardia de 8 horas se hace un trabajo efectivo de 5.5 horas, entonces en 5.5 horas el Scooptram estará echando:

$$364.8 \text{ TM/hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{2006.4 \text{ TM/guardia}}$$

En 1 día, el Scooptram estará echando:

$$2006.4 \text{ TM/guardia} \times 2 \text{ guardias/día} = \boxed{4012.8 \text{ TM/día}}$$

Para una distancia promedio de 115 m:

Calcularemos ahora la eficiencia del Scooptram ST-13 para una distancia promedio de 115 metros, que podría ser la distancia promedio de recorrido.

De los tiempos anteriores calcularemos los tiempos promedios, tanto de ida como de regreso, para hallar la velocidad promedio.

Tiempo promedio de ida = 45.3 seg.

Tiempo promedio de regreso = 38 seg.

Luego: Velocidad Promedio de ida = 1.32 m/seg

⇒ Para una distancia promedio de 115 m se demorará:

$$t. \text{ ida} = 87.1 \text{ seg}$$

También: Velocidad Promedio de regreso = 1.58 m/seg

⇒ Para una distancia promedio de 115 m se demorará:

$$t. \text{ regreso} = 72.78 \text{ seg}$$

Luego: el tiempo promedio del ciclo del Scooptram para una distancia de 115 m será:

Promedio del Ciclo = 3 min. 44.3 seg.

En 1 hora, el Scooptram hará:  $\frac{60 \text{ min.}}{3 \text{ min } 44.3 \text{ seg}} = 16 \text{ ciclos/hora}$

o sea, en 1 hora el Scooptram irá 16 veces al echadero a echar mineral.

Considerando que por cada cuchara se carga 15 TM, entonces en 1 hora el Scooptram echará:

$$16 \text{ ciclos/hora} \times 15 \text{ TM/ciclo} = 240 \text{ TM/hora}$$

⇒ Eficiencia del Scooptram =  $\boxed{240 \text{ TM/hora}}$

Si se considera que en 1 guardia de 8 horas se hace un trabajo efectivo de 5.5 horas, entonces en 5.5 horas el Scooptram estará echando:

$$240 \text{ TM/hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{1320 \text{ TM/guardia}}$$

En 1 día, el Scooptram estará echando:

$$1320 \text{ TM/guardia} \times 2 \text{ guardias/día} = \boxed{2640 \text{ TM/día}}$$

Si se tiene en cuenta que en un disparo de un tajeo de 200 m. de largo, por 18 m. de ancho, se rompen:

$$200 \times 18 \times 3.3 (\text{Seno } 65^\circ) = 200 \times 18 \times 3.3 (0.906) = 10,763.28 \text{ m}^3$$

Peso Específico del Mineral =  $3.6 \text{ TM/m}^3$

$$\Rightarrow \text{Tonelaje Roto} = 3.6 \text{ TM/m}^3 \times 10,763.28 \text{ m}^3 = 38,747.8 \text{ TM}$$

Luego: para limpiar esas 38,747.8 TM del disparo con un Scooptram ST-13, se necesitarán:

$$\# \text{ de días} = \frac{38,747.8 \text{ TM}}{2640 \text{ TM/día}} = \boxed{14.67 \text{ días}}$$

### 3.6.- Extracción

3.6.1.- Extracción y Skipeo.- El nivel principal de extracción de la mina Cobriza es el nivel 28.

Las zonas 1 y 2 sacan su mineral por los chutes que se encuentran en el nivel 28 (dentro de la mina); mientras que la zona 3 saca su mineral por el Pique Central que se encuentra fuera de la mina en el nivel 28, a través de los skips.

La locomotora que extrae mineral en el nivel 28 y lo lleva a la Concentradora de Pampa de Coris, es una locomotora marca Nyk (japonesa). Esta locomotora jala un convoy de 20 carros mineros de 25 toneladas de capacidad cada uno. Son 2 convoys de 20 carros cada uno los que se encargan de extraer el mineral del nivel 28.

Cada convoy funciona con 2 locomotoras, una adelante y otra atrás, para ida y regreso. Como son 2 convoys, tenemos 4 locomotoras Nyk en el nivel 28.

Cada convoy por viaje saca:

$$20 \text{ carros/convoy} \times 25 \text{ TM/carro} = 500 \text{ TM/convoy}$$

lo que implica que será necesario 20 viajes de convoy por día, y 10 viajes por guardia, para cumplir con el estimado de producción de 10,000 TM por día.

Estas locomotoras Nyk son locomotoras eléctricas.

La extracción de la zona 3 se realiza por la galería de extracción del nivel 10, de donde el mineral es sacado con skips a la superficie, a través del Pique Central. La locomotora del nivel 10 es marca Plymouth; los carros mineros son de 14 toneladas de capacidad cada uno. La locomotora es diesel.

Con respecto a los skips que sacan mineral de la zona 3 y lo llevan a la superficie, estos son de 7 toneladas de capacidad cada uno; Son 2 skips, y trabajan con una presión de 90 a 110 lbs/pulg<sup>2</sup> de aire. (para las compuertas). Dos skips llenan un carro minero del nivel 10, o mejor dicho, un carro minero del nivel 10 llena dos skips.

El skipeo se hace con un tablero al que le llaman Panel, que tiene sus botones que se encienden al rojo si algo está mal. El Panel tiene la característica que se puede

poner en automático y el skipeo funciona solo, sin necesidad de intervenir uno.

El tiempo del ciclo completo del skip es de: 2 min. 17 seg.

Luego: en 1 hora la zona 3 podrá skipear:

$$\frac{60 \text{ min.}}{2 \text{ min. } 17 \text{ seg.}} = 26.3 \text{ skips}$$

Como son 2 skips, en 1 hora se podrá skipear: 52.6 skips

Luego: en 1 hora la zona 3 podrá extraer:

$$52.6 \text{ skips} \times 7 \text{ TM/skip} = \boxed{368.2 \text{ TM/hora}}$$

Si consideramos que en 1 guardia de 8 horas se hace un trabajo efectivo de 5.5 horas, entonces en 5.5 horas se podrá extraer:

$$368.2 \text{ TM/hora} \times 5.5 \text{ horas/guardia} = \boxed{2025.1 \text{ TM/guardia}}$$

En 1 día, la zona 3 podrá extraer:

$$2025.1 \text{ TM/guardia} \times 2 \text{ guardias/día} = \boxed{4050.2 \text{ TM/día}}$$

Claro está, todo esto siempre y cuando exista mineral en la zona 3.

3.6.2.- Línea Decauville y Accesorios.- La trocha en la galería de extracción del nivel 10 (Zona 3) mide 42 pulg. en recta y 43 pulg. en curva. Los durmientes son de 8×6 pulg. de sección y una longitud de 81.5 pulg. (207 cm). La separación entre durmiente y durmiente es de 15 a 16 pulg. La longitud de tramo de cada riel es 8.52 metros. En un riel entran 15 durmientes. Los rieles son de 80 (80 lbs/yard); los pernos, eclisas y clavos por consiguiente, también son de 80.

A cada costado del durmiente van los clavos que sujetan la riel: uno a cada lado del riel; en total son 4 clavos por durmiente.

Las eclisas, que son las uniones de 2 rieles, miden 66 centímetros y llevan 2 pernos por eclisa. Las eclisas van a ambos lados del riel: son 2 eclisas en cada unión de riel.

Cuando se quiere nivelar un riel se emplea la gata, que sirve para levantar el riel, y es de 15 ton. de fuerza.



Las eclisas van sujetas a los durmientes por 2 clavos a cada lado: 4 clavos por eclisa.

Los pernos de las eclisas de 80 son de 5 pulg. de largo por  $7/8$  pulg. de diámetro.

Las zapas o pedazos de riel tienen por finalidad el cambio de posición o dirección de la vía: del principal al desvío. Las zapas son fijas. Para rieles de 80 se utiliza zapa de 6 (en el nivel 10). En el nivel 28 las zapas son de 8 a 9, para rieles de 90; el número indica el grado de abertura.

También se utilizan silletas que en Cobriza les llaman choccos; su finalidad es que impiden que se abra la trocha en los cambios, ya que los choccos van en los cambios y a ambos lados de la vía.

En los cambios se utilizan las cuchillas, que son pedazos de riel movibles por los tirantes que se hacen mover por la palanca de cambio; son 2 cuchillas: izquierda y derecha, y 2 tirantes. Las cuchillas miden 11 pies.

Al lado de las zapas se encuentran 2 guardarieles, cuya finalidad es evitar descarrilamientos, agarrando y guiando las pestañas de las ruedas.

Las silletas o choccos y las cuchillas se apoyan sobre placas corredizas, por donde corren las cuchillas en los cambios. Las placas corredizas y las silletas o choccos van clavadas a los durmientes; las placas corredizas están clavadas con 4 clavos, y las silletas o choccos con 2 clavos. Los clavos que sujetan el riel a los durmientes van sobre placas de  $9\ 1/4 \times 6\ 1/4$  pulg., que tienen 4 huecos por donde atraviezan los clavos que penetran en los durmientes, pero en Cobriza sólo se le pone 2 clavos a cada placa (utilizándose sólo 2 huecos de la placa); Sólo en equipo grande se clavaría 4 clavos por placa. Estas placas van a todo lo largo del riel y a cada lado de los durmientes: 2 placas por durmiente. Estas placas sirven para proteger los durmientes; sin placas se malograrían los durmientes. Las placas pasan por debajo del riel, y están entre el riel y el durmiente.

El Santiago es un aparato mecánico que sirve para curvar los rieles; trabaja con gata de curvar riel, y tiene la fuerza de 25 ton. para curvar.

La rama es una especie de cuchara con la que los carrilanos golpean al balastro o piedra, para meterla debajo de los durmientes, para que estos no se hundan.

3.6.3.- Cantidad de Material que entra en los Rieles.- Se trató de hallar la cantidad de material que entra en los rieles de la galería de extracción del nivel 10 (Zona 3); Para ello se comenzó contando los rieles que hay a lo largo de dicha galería.

1) Rieles:

$$202 \text{ rieles} \times 2 = 404 \text{ rieles}$$

en una longitud de galería de:

$$202 \text{ rieles} \times 8.52 \text{ metros/riel} = 1721 \text{ metros}$$

2) Eclisas:

$$2 \text{ eclisas/riel} \times 404 \text{ rieles} = 808 \text{ eclisas}$$

3) Pernos:

$$2 \text{ pernos/eclisa} \times 808 \text{ eclisas} = 1616 \text{ pernos}$$

4) Durmientes:

$$15 \text{ durmientes/riel} \times 202 \text{ rieles} = 3030 \text{ durmientes}$$

5) Placas:

$$2 \text{ placas/durmiente} \times 3030 \text{ durmientes} = 6060 \text{ placas}$$

6) Clavos:

$$2 \text{ clavos/placa} \times 6060 \text{ placas} + 2 \text{ clavos/eclisa} \times 808 \text{ eclisas}$$

$$= 12,120 \text{ clavos} + 1,616 \text{ clavos} = 13,736 \text{ clavos}$$

7) Arandelas o Huachas:

$$1 \text{ arandela/perno} \times 1616 \text{ pernos} = 1616 \text{ arandelas}$$

Nota: Se hace notar que si bien, en cada eclisa deberían entrar 2 pernos y 2 clavos, a muchas eclisas le faltan pernos y clavos, o se le ponen pernos que no le corresponden, o estos están doblados.

### 3.7.- Sostenimiento

El sostenimiento que se aplica en Cobriza es a través del Shotcrete. El Shotcrete se aplica principalmente en los zig zag.

El Shotcrete es una mezcla de cemento, arena y agua, al que se le añade un fraguador. En Cobriza se emplean cemento Andino, arena lavada (de grano grueso), y como fraguador emplean Sika. La arena es lavada para eliminar la tierra; cuando no se lava, la arena tiene 50 % de tierra. La proporción de arena y cemento en Cobriza es de 1 parte de cemento por 4 de arena, o sea, de 1 : 4; lo que es equivalente a:

Para 3 yd deberán pesarse 4 veces la cantidad de:

Cemento: 191 kg

Arena: 702 kg

893 kg

La mezcla del cemento y arena lavada se hace en una poza (está malograda la mezcladora) de 3 yd: se echa 24 bolsas de cemento y 2800 kg de arena; dentro de la mina le agregan a esta mezcla 1 bolsa del fraguador Sika. Dentro de la mina también, a través de una tubería conectada le agregan el agua; La cantidad de agua, según Aliva es (sus propias palabras): "El factor agua/cemento para la gunita y el hormigón proyectados es de 0.4 - 0.5 . Un factor agua/cemento demasiado elevado origina un escurrimiento de la gunita o el hormigón proyectados. Por otro lado, un factor agua/cemento demasiado reducido tiene la desventaja de que se produce polvo."

En el camión del Shotcrete meten las 3 yd<sup>3</sup> de la mezcla preparada en la poza, aunque el camión tiene mayor capacidad. El camión hace 3 viajes por guardia, de 3 yd<sup>3</sup>/viaje, hasta las 6 y 30 de la mañana (o tarde); y 2 viajes por guardia hasta las 4.

El camión de Shotcrete lleva una malla en el techo de 3/4 pulg. para que al hacer 'pasar la mezcla, retenga las piedras grandes, ya que estas atorán la manguera, que le llaman pistola.

El camión tiene una máquina Aliva incorporada. A la salida de la Aliva le llaman cachito, que es una especie de conexión, con 3 huecos: uno para el aire a presión, otro por donde entra la carga, y el otro por donde sale la carga a través de la manguera o pistola.

La capa de Shotcrete que le echan a la roca es de 3 a 4 pulg. de espesor.

La presión de aire con la que sale el Shotcrete de la manguera debe ser la adecuada, y depende de la distancia que está la roca a la que se le está echando. Si el Shotcrete se echa a mayor presión de la adecuada, rebota y no pega en la roca.

La manguera o pistola por donde sale el Shotcrete es de 3 pulg. de diámetro, y a ella se le conecta por el extremo de salida una manguera de agua de 1/2 pulg. de diámetro, formándose así la mezcla que va a la pared de la roca.

La distancia de disparo del Shotcrete a la pared de la roca, en Cobriza, es o debe ser de 3 metros; Según Aliva "la distancia óptima entre la boquilla y la superficie a proyectar es de 1 metro. Puede ser necesario variar esta distancia debido a:

Tamaño de los granos de la mezcla seca.

Curva granulométrica.

Presión del aire en la boquilla en relación a la longitud de la tubería.

Estructura superficial exigida o deseada de la gunita o del hormigón proyectados."

La presión de aire con la que debe trabajar la máquina Aliva del camión es de 100 lbs/pulg<sup>2</sup>.

En el sostenimiento del techo de los zig-zag, primero se le aplica una capa de Shotcrete, luego se le pone una malla de fierro, y luego otra capa de Shotcrete, que en conjunto hacen 3 a 4 pulg.

Siempre que se pone Shotcrete con malla metálica, hay que poner fierro corrugado de 1/2 o 5/8 pulg. cada 10, 5 o 2 pies, de acuerdo a la estabilidad del terreno. Este fierro corrugado sirve para soportar la malla, ya que la malla se amarra en este fierro. Este fierro corrugado se pone en forma de arco.

Con respecto al ángulo de proyección, la proyección debe realizarse siempre perpendicularmente a la superficie, para evitar el choque lateral, especialmente del material grueso.



### 3.8.- Ventilación

3.8.1.- Descripción.- Los ventiladores que se usan en la mina Cobriza son marca Joy y Buffalo; los ventiladores son axiales. Los ventiladores Joy generalmente son de 50,000 CFM (pies<sup>3</sup>/min), mientras que los Buffalo son mucho más grandes y son de 300,000 CFM. Los ventiladores Joy se utilizan generalmente para la ventilación de los tajeos, como por ejemplo el ventilador del tajeo 19-2680 N que es marca Joy, modelo 48-26-1770, de 50,000 CFM y 1770 RPM; lo mismo se puede decir del ventilador del tajeo 19-2300 S ya que son iguales; ambos ventiladores tienen un diámetro de 48 pulg. y trabajan soplando aire.

Cuando se disparan los tajeos hay que sacar el ventilador y las mangas, para que no se dañen (si es que el tajeo tiene ventilador).

La ventilación de los tajeos es con ductos y mangas. Las mangas de ventilación son de 36 pulg. de diámetro; cada tramo de manga es de 10 metros; a cada tramo le llaman manga, por lo que una manga es 10 m.

A estos ventiladores Joy de 50,000 CFM que se encuentran en los tajeos, se les pone ductos para poder acoplarles las mangas, ya que el diámetro de la manga es menor que el diámetro del ventilador; estos ductos sirven como las reducciones de las tuberías.

El aire siempre sopla por el extremo libre de la manga. Al alambre donde se cuelga la manga le llaman "cable mensajero".

Para acoplar una manga con otra, se mete el aro que está en el extremo de la manga, dentro del aro de la otra manga, y luego se cose la unión con alambre a todo alrededor del aro.

Con respecto a los ventiladores Buffalo, de estos sólo hay 3 en la mina: en el nivel 10, en el nivel 51 (Huari-bamba) y en el nivel 70. Estos ventiladores Buffalo están colocados en las bocaminas, y trabajan chupando el aire usado de los diferentes niveles de la mina, y lo botan hacia afuera, como el ventilador del nivel 10, que es Buffalo, de 300,000 CFM y 880 RPM.

Los ventiladores tienen en su placa 2 flechas indicativas: una flecha indica la dirección en que sale el flujo; la otra flecha indica la dirección de rotación de las aletas.

3.8.2.- Ventilación.- Se ha determinado (al 12 de Marzo de 1987) el balance de aire que circula en la mina Cobriza, obteniéndose que ingresa a la mina 31,977 m<sup>3</sup>/min. de aire fresco; y que comparado a sus necesidades de aire de 33,646 m<sup>3</sup>/min., se observa que hay una sensible deficiencia de 1669 m<sup>3</sup>/min.

En el levantamiento hecho en Febrero 1987, en el sistema general de ventilación de la mina, se encontró operando los tres ventiladores (extractores) aspirando aire usado, instalados en los niveles 70, 51 (Huaribamba) y 10. Los puntos de ingreso fueron los niveles 70, 60, 51 (Cobriza), 56, 54, 42, 37, 28, Nivel 10 (Pique 3840) y nivel 0.

3.8.3.- Control de la Cantidad de Aire en Cobriza.- (Febrero 1987)

A) Balance

<u>Ingreso</u>	<u>m<sup>3</sup>/min</u>
Bocamina Nivel 70	1687
Bocamina Nivel 60	3235
Bocamina Nivel 51 (Cobriza)	6107
Bocamina Nivel 42	2128
Bocamina Nivel 37	3346
Bocamina Nivel 28	11,226
Bocamina Nivel 51 (Antiguo Túnel Huaribamba)	125
Pique 3844 Nivel 10 y Nivel 0	1760
Bocamina Nivel 54	1039
Bocamina Nivel 56	1164
Bocamina Nivel 33	160
	<u>160</u>
Total:	31,977

Salidas

Nivel 70, Huaribamba	8930
Nivel 51, Huaribamba	11,308
Nivel 10	10,354
	<u>10,354</u>
Total:	30,592

B) Necesidades de Aire para la MinaB.1) Para Equipos Diesel

	<u>HP/cu</u>	<u>HP/total</u>
6 Scooptram ST-13	375	2250
3 Scooptram ST-8	280	840
5 Cargadores frontales Cat. 966 C	180	900
5 Teletram Wagner Mining MTT-420	280	1400
4 Camiones Dux DT-30	305	1220
5 Jumbos Hidráulicos H 121 E	80	400
3 Tractores con orugas D-76 Cat.	200	600
2 Tractores de llantas Cat. 814	180	360
2 Motoniveladoras Caterpillar	180	360
4 Locomotoras Diesel Plymouth	215	860
5 Scaler Teledyne TB-1	80	400
1 Rodillo Dynapac	100	100
2 Camiones Anfoloader Eimco	80	160
1 Camión mezclador Eimco	80	80
2 Flat-bed Eimco	75	150
1 Camión Shotcrete Dodge	80	80
3 Jeeps para Supervisores	70	210
3 Jeeps Nissan para Jefes	120	360
2 Camiones Volvo de servicio	160	320
		<u>11,050</u>

$$11,050 \times 3 \text{ m}^3/\text{minuto}/\text{HP} = 33,150 \text{ m}^3/\text{min} \text{ --- } 1$$

B.2) Para Personal

Considerando un total de 118 hombres/guardia, en el que es tán incluidos de Mantenimiento, Ingeniería, Geología, y Supervisores; a 4.2 m<sup>3</sup>/min/hombre

$$4.2 \times 118 = 495.6 \text{ m}^3/\text{min} \text{ --- } 2$$

Total:  $33,645.6 \text{ m}^3/\text{min}$   
(1 + 2)

#### 4.- Conclusiones y Recomendaciones

- La cantidad de Relleno Hidráulico que llega a la mina funcionando la Concentradora con sus 2 circuitos, es de 661.93 gal/min.
- Del 100 % de relave que entra a los ciclones, el porcentaje de Over Flow es 52.95 % (se va al río Mantaro como desperdicio); mientras que el porcentaje de Under Flow es 47.05 % (se va a la mina como relleno).
- De acuerdo al análisis de calidad del Relleno Hidráulico, se puede decir que el Relleno Hidráulico es de una calidad regularmente óptima, y en general no causa problemas de percolación.
- Me parece saludable que en Cobriza tengan una tubería de Relleno Hidráulico prácticamente en Stand By, para poder hacer el cambio cuando hay necesidad de reparar la otra; En una ocasión fui testigo que estaban volteando la tubería de relleno del nivel 28 - Sur, ya que la tubería de relleno se desgasta por la parte de abajo y hay que voltearlas cada cierto tiempo, para que se desgaste la otra parte, y el desgaste sea uniforme. Cuando se hizo esto, se estuvo volteando gran parte de la tubería del nivel 28 - Sur, y hubo necesidad de utilizar la otra tubería que se encuentra al lado.
- Yo no me atrevería a afirmar que el tonelaje que cargan los camiones Dux (en relleno convencional) es de 25 toneladas, y lo que cargan los camiones teletram Wagner es de 20 toneladas, como según afirman en Cobriza. Yo los lleve a pesar a ambos camiones, tanto vacíos como llenos, y resulta que el Dux cargaba 19.22 ton., y el teletram Wagner cargaba 18.2 ton.
- El costo del Fanel representa el 50 % del costo total de voladura, según puede verse en los cálculos.

- Una forma de controlar la longitud de los taladros es la siguiente: la manguera del Fanel mide 5 metros, lo que quiere decir que si la longitud de los taladros es la correcta, debe sobresalir:  $5\text{ m} - 3.3\text{ m} = 1.70\text{ m}$  (ya que se perfora 11 pies).
- Me parece razonable el perforar la caja techo de día, y la caja piso de noche, ya que así se tiene un mejor control de la perforación en ambas guardias, y así uno se da cuenta qué guardia perforó mal; y también para que halla una sana competencia entre ambas guardias.
- Las brocas Sandvick Coromant son mejores que las Timken, ya que son más resistentes y duran más.
- La altura del techo de los tajeos con relleno convencional debe ser mínimo de 5.435 metros, ya que hasta esa altura se levantan las tolvas de los camiones Dux.
- Se debe implementar el uso de clinómetros en los Jumbos Hidráulicos, para mantener mejor el paralelismo de los taladros.
- Me parece muy bien que la voladura de un tajeo se haga todo de golpe, después de haber perforado todo el tajeo; y nó una voladura en partes.
- Se debe mantener una altura entre piso y techo del tajeo, de 5.5 metros, para que pueda trabajar bien el Jumbo y principalmente el Scaler en el desatado de rocas, ya que si este encuentra el techo muy alto, tendrá que desatar con el brazo más parado, lo que es un peligro para el operador, ya que lo coloca en la línea de caída de la roca.
- A muchos rieles del nivel 10 le faltan pernos y clavos, o estos están doblados. Si bien los carrilanos continuamente están trabajando en la conservación de estos rieles, debe implementárseles estos materiales, así como las herramientas de trabajo.



- Debe prepararse el Shotcrete en la mezcladora, y no como lo hacen ahora, mezclándolo a pura lampa, ya que así se producen muchas bolas o grumos, y la mezcla no es eficiente.
- Cuando el techo está muy alto, debe ponerse andamio para poder echar el Shotcrete, si se quiere que el Shotcrete agarre bien.
- El shotcretero debe colocarse a una distancia apropiada de la roca, de manera que el Shotcrete llegue a la roca y no se desperdicie cayendo al suelo (actualmente mucho cae al suelo). También el disparo debe ser lo más perpendicular a la roca.
- Me parece impresindible que en los tajeos se tenga una buena ventilación, ya que en algunos tajeos el calor es insoportable y la gente tiene que salir a ventilarse cada hora y media, ya que no se puede trabajar. Lo mismo se puede decir de la limpieza de los frontones con el scooptram, donde el humo que vota el scooptram impide la visión del frontón a 1 metro de distancia, aparte que el ambiente es irrespirable, y el operador tiene que salir a respirar cada 3 cucharas del scooptram.
- Debe diseñarse mejor la ubicación de los ventiladores; algunos ventiladores están mal ubicados.

Bibliografía

- Inventario de Reservas - Mina Cobriza.
- Teoría del Relleno Hidráulico.- Felipe de Lucio.- Xll Convención de Ingenieros de Minas.
- Estudio de Aplicación del Relleno Hidráulico en las Minas de Huarón.- Herbert del Carpio.- Tesis de Bachiller.
- Proyecto de Relleno Hidráulico en la Mina Huanzalá.- José Chumbe Sovero.- Tesis de Grado.
- Centromín Perú pone en marcha la mina subterránea más grande del País.- Jorge Díaz A.- XVI Convención de Ingenieros de Minas.
- Estudio Experimental de Relleno Hidráulico en la Mina Atacocha.- W. Beltrán.
- Instrucciones para la proyección y el transporte de mortero y hormigón con máquinas Aliva.- Prospecto Aliva.
- Planeamiento de Minado.- César Bernal.- XVI Convención de Ingenieros de Minas.

**INFORMACION ADICIONAL**



WORLD WIDE

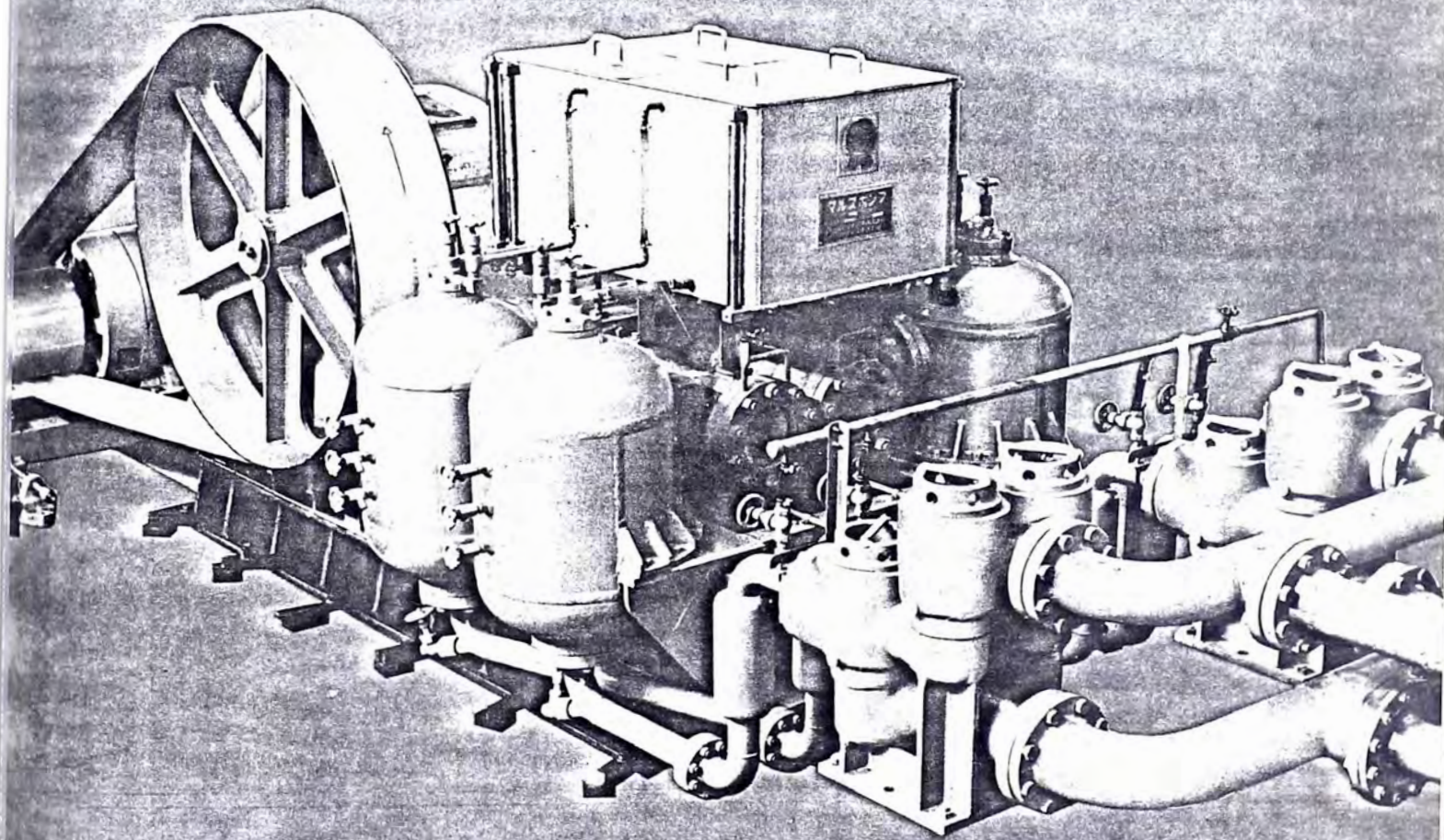
MITSUBISHI MARS<sup>®</sup>

UMPS

<Patented>

# HIGH PRESSURE SLURRY PUMPS

"Extremely low operating costs"



THE JAPAN SOCIETY  
OF  
MECHANICAL ENGINEERS  
AWARD



# Features

# Outline of design and operation

- High-concentration slimes and slurries cannot be pumped effectively using centrifugal pumps, hence piston or plunger pumps are used in such situations. These conventional pumps allow slurry to enter their working cylinders causing extremely heavy wear, regardless of the materials used. As a result piston and plunger pumps working with abrasive slurries require frequent attention, maintenance and replacement, sometimes causing unscheduled and costly plant shutdowns.
- Diaphragm pumps have the advantage of being less prone to excessive wear but by virtue of their construction, cannot be used in high-pressure applications.
- Mitsubishi Mars Pumps are based on a new design which completely overcomes the limitations of both conventional piston/cylinder pumps and diaphragm pumps.
- Mars Pumps are designed to withstand high-lifts and high-concentrations. Except for valves, all working parts are freed from contact with abrasive slurries or slimes. Consequently running costs are markedly reduced.
- Mars Pumps have set high standards of efficiency and reliability in comparative tests against conventional pumps. They also allow longer intervals between routine inspections and in maintenance schedules.

(Please refer to explanatory diag.,)

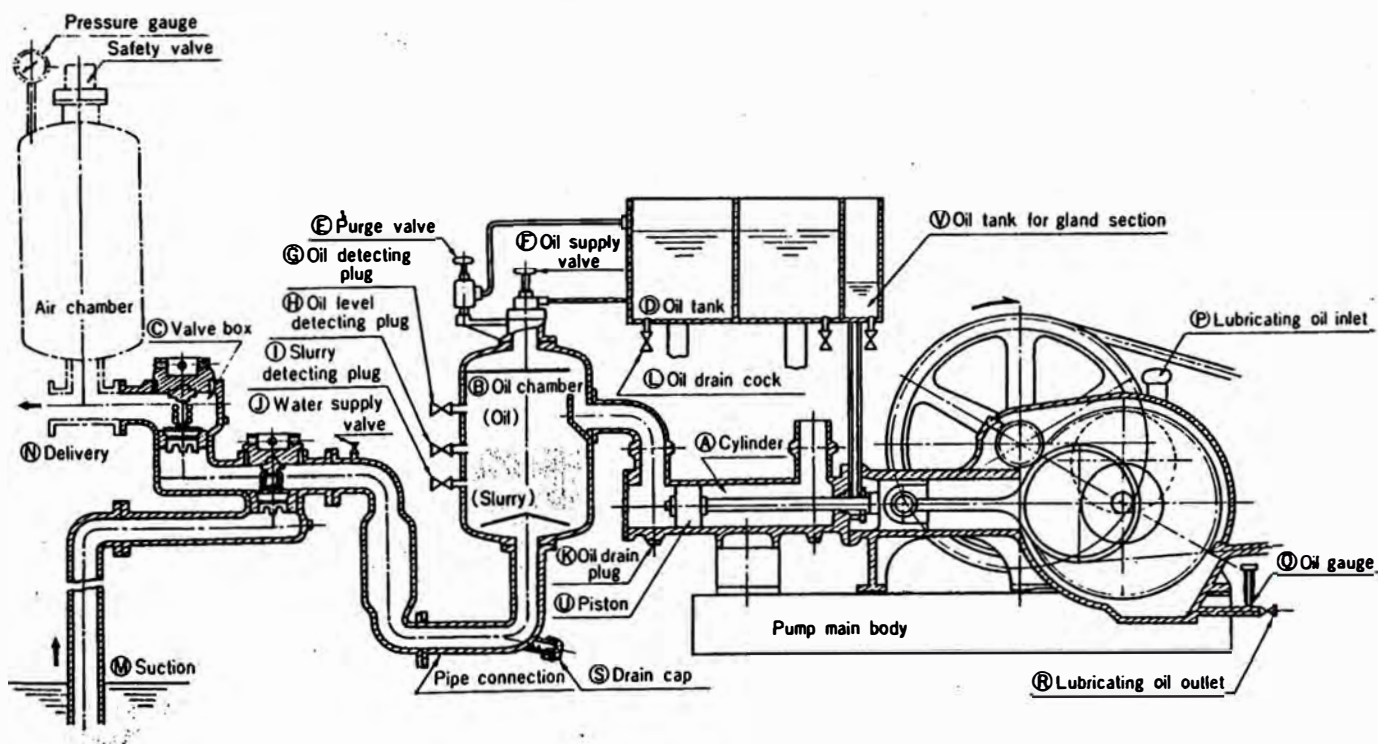
Between the cylinder (A) and the valve box (C) is the vertical oil chamber (B) containing a fixed quantity of oil. Oil and slurry (or clean water) in the chamber separate due to the difference between their respective specific gravities; the oil occupies the upper portion of the chamber, the slurry remaining in the lower portion.

The oil chamber is so constructed that slurry cannot penetrate into the working cylinder during pumping or at rest. This construction eliminates excessive abrasion since the piston and cylinder work on and in oil. The only expendables in Mars Pumps are valves, designed for easy and fast inspection and replacement.

Mars Pumps do not use a rubber diaphragm as in a diaphragm-type pumps, hence pumps for high-pressure are readily manufactured.

Since Mars' design interposes an oil chamber between cylinder and valve box, the pump is subject to greater suction resistance than more-conventional pumps. Therefore, where the capacity required is large and the pumping cycle exceeds 50rpm, forced operation is recommended. Where this is not practicable Mars Pumps should be installed in such a way that suction resistance is minimized.

Explanatory diagram of Mitsubishi Mars Pump





# Actual Applications

## Long distance transportation

As an example of actual applications to long-distance transportation, the Mitsubishi Mars Pumps are used to transport mill tailings for a distance of 68.1km from Odate City to Noshiro City, both located in Akita Prefecture. Outline of pipeline is as follows.

### Operating conditions

Specific Gravity of Solids: 2.8  
 Size of Solids: less than 65 mesh  
 pH Value of Slurry: 6 – 8  
 Density of Slurry: 18.8  
 Viscosity: 35 dyne  
 Discharge Volume: 5.9m<sup>3</sup>/min.  
 Discharge Pressure of Pump:  
 Max. 50kg/cm<sup>2</sup>

Current Speed in Pipe: 1.36m/sec.

Pipe Dia.: 300mm

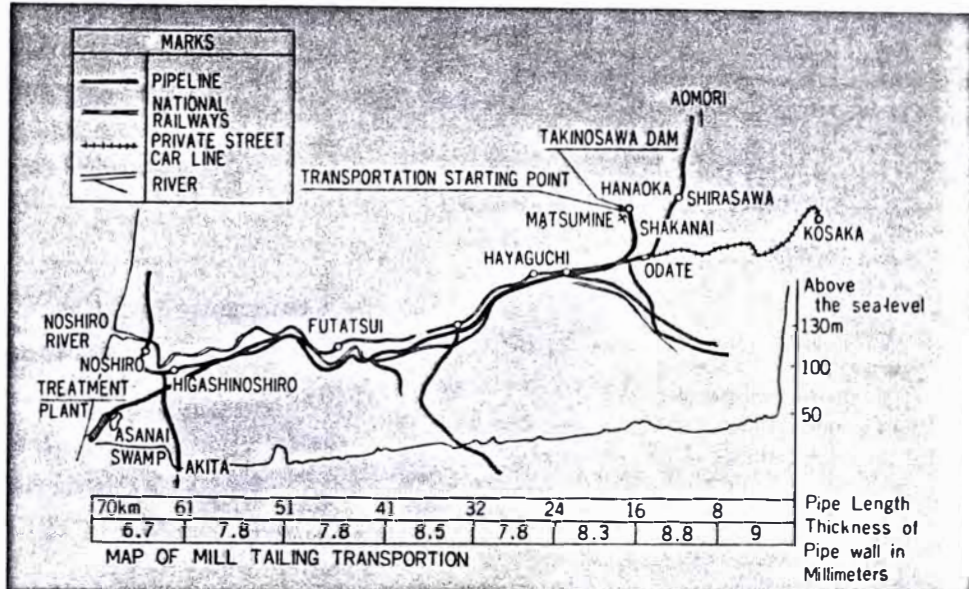
### Pump Specifications

Pump Type: H-225

Number of Pumps: 3 sets

(1 set is for stand-by)

Motor: 370kW X 8P.



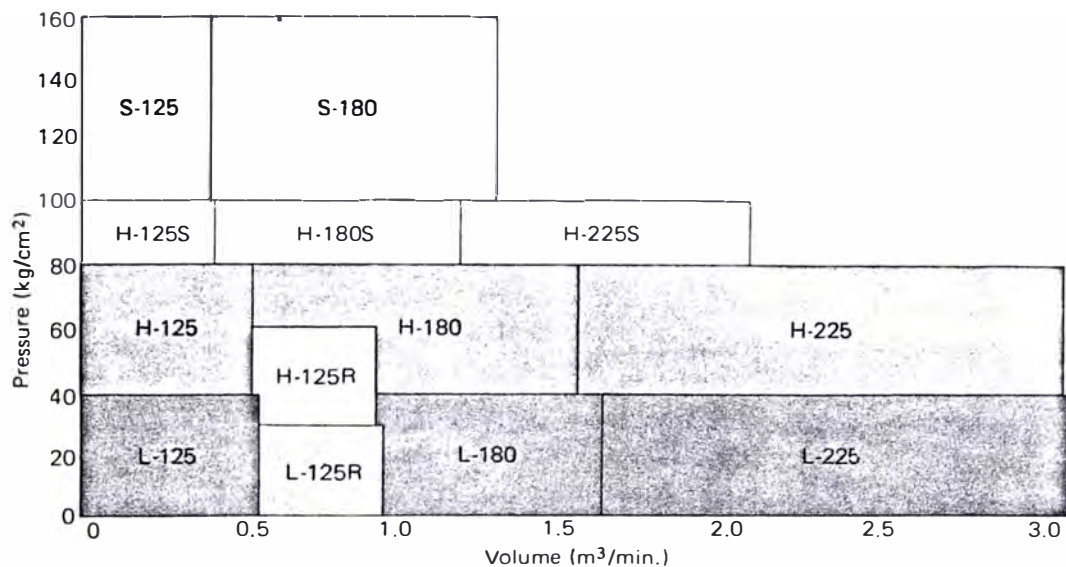
TAILING route map. The profile of the pipe line is shown to vertical scale on the diagram near bottom. Eight different wall thicknesses of pipe are used in line for lengths indicated on graph.



## Other actual applications

Purpose	Type of pump	Pump specifications			Operating conditions						Remarks
		Pumping capacity m <sup>3</sup> /min.	Discharge pressure kg/cm <sup>2</sup>	Motor kW X P	Actual lift-head mm	Distance of trans. m	Pipe dia. mm	Liquid density % (wt)	Liquid specific gravity	Nature of material	
Mine slurry lifting	H-225	1.88 ~ 2.38	51 ~ 79	410 ~ 495 X 10	395 ~ 610	450 ~ 650	150	30	1.22 ~ 1.28	Fine gold ore	4 sets in 4 stages
Mine slurry lifting	H-225	2.72	66.6	450 X 8	615	1215	180	5	1.1	Fine coal	—
Mine slurry transportation	L-180	1.23	30	95 X 10	—144	7884	125	32	1.72	Copper concentrate	—
Plant slurry transportation	L-180	0.75	40	75 X 8	10	4000	75	14 ~ 18	1.12 ~ 1.16	Ferric oxide	Iron plant
Mine slurry lifting	S-125	0.36	160	176 X 6	1090	1640	50	35	1.304	Mud	High pressure
Lake mud transportation	H-180	1.67	40	150 X 10	4	3000	200	33.3	1.26	With organic matter	Set on dredger
Quarry mud transportation	H-125	0.50	40	45 X 4	80	1000	75	33	1.226	Mud	After sand washing
Plant slurry feeding	L-180	1.35	30	190 X 8	—	—	125	40	—	Bauxite	With ballvalve
Tunnel slurry lifting	H-125	0.50	65	95 X 6	293	1560	65	50	1.52	Mud	Construction working
Plant slurry transportation	L-225	1.91	15	66 X 6	—	—	—	—	1.28	China clay	—

# Selection of Pump Type



Notes:  
 L : Low pressure type  
 H : High pressure type  
 L-R : High speed low pressure type  
 H-R : High speed high pressure type  
 H-S : Higher pressure type  
 S : Special pressure type

## Type and Capacity (1)

▣ Low pressure "L" type: 40kg/cm<sup>2</sup> or 569 psi

Type of pump	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.	55	50	45	40	35	30
L-225	225	Discharge m <sup>3</sup> /min.			3.106	2.795	2.485	2.174	1.864
		Output required kW			241	217	193	169	144
	200	Discharge m <sup>3</sup> /min.			2.430	2.184	1.944	1.701	1.460
		Output required kW			189	170	151	132	113
	180	Discharge m <sup>3</sup> /min.			1.946	1.751	1.557	1.362	1.168
		Output required kW			151	136	121	106	91
L-180	180	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.604	1.458	1.312	1.166	1.020	0.875	
		Output required kW	131	119	107	95	83	71	
	160	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.254	1.140	1.026	0.912	0.798	0.684	
		Output required kW	102	93	84	74	65	56	
	140	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.946	0.860	0.774	0.688	0.602	0.516	
		Output required kW	77	70	63	56	49	42	
L-125	125	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.552	0.502	0.451	0.401	0.351	0.301	
		Output required kW	45	41	37	33	29	25	
	100	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.344	0.313	0.282	0.250	0.219	0.188	
		Output required kW	28	26	23	20	18	15	

▣ High pressure "H" type: 80kg/cm<sup>2</sup> or 1,137 psi

Type of pump	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.	55	50	45	40	35	30
H-225	225	Discharge m <sup>3</sup> /min.			3.017	2.715	2.414	2.112	1.810
		Output required kW			463	417	370	324	278
	200	Discharge m <sup>3</sup> /min.			2.341	2.107	1.873	1.639	1.405
		Output required kW			359	323	287	251	216
	180	Discharge m <sup>3</sup> /min.			1.858	1.672	1.486	1.300	1.115
		Output required kW			285	257	228	199	171
H-180	180	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.557	1.415	1.274	1.132	0.991	0.849	
		Output required kW	252	231	207	185	161	138	
	160	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.207	1.098	0.988	0.878	0.768	0.659	
		Output required kW	197	179	161	143	125	108	
	140	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.899	0.818	0.736	0.654	0.572	0.491	
		Output required kW	147	133	124	107	93	80	
H-125	125	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.538	0.489	0.440	0.391	0.342	0.293	
		Output required kW	88	80	72	64	56	48	
	100	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.330	0.300	0.270	0.240	0.210	0.180	
		Output required kW	49	44	39	34	29	24	



# Type and Capacity (2)

## ■ High speed - Low pressure "L-R" type : 30kg/cm<sup>2</sup> or 427 psi

Type	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.									
			100	95	90	85	80	75	70	65	60	55
L-125R	125	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.943	0.8%	0.849	0.802	0.755	0.707	0.660	0.613	0.566	0.519
		Output required kW	61.3	58.3	55.2	52.2	49.1	46.0	42.9	39.9	36.2	33.2

## ■ High speed - High pressure "H-R" type : 60kg/cm<sup>2</sup> or 854 psi

Type	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.									
			100	95	90	85	80	75	70	65	60	55
H-125R	125	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.918	0.872	0.826	0.780	0.734	0.688	0.643	0.597	0.551	0.505
		Output required kW	119.4	113.4	107.4	101.5	95.5	89.5	83.6	77.6	71.7	65.7

## ■ Higher pressure "H-S" type : 100kg/cm<sup>2</sup> or 1,423 psi

Type of pump	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.					
			55	50	45	40	35	30
H-125S	115	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.422	0.383	0.345	0.307	0.268	0.230
		Output required kW	92	83	75	67	58	50
H-180S	160	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.178	1.071	0.985	0.856	0.749	0.642
		Output required kW	255	232	214	186	162	139
H-225S	195	Discharge m <sup>3</sup> /min.	2.092	1.883	1.674	1.464	1.255	
		Output required kW	426	384	314	298	256	

## ■ Special pressure "S" type : 160kg/cm<sup>2</sup> or 2,275 psi

Type of pump	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.					
			55	50	45	40	35	30
S-180	160	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.306	1.188	1.069	0.950	0.831	0.713
		Output required kW	487	443	398	354	310	266
	140	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.956	0.869	0.782	0.696	0.609	0.522
		Output required kW	356	324	291	259	227	194
S-125	125	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.409	0.371	0.334	0.297	0.260	0.223
		Output required kW	164	149	134	119	104	89
	100	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.239	0.217	0.195	0.173	0.152	0.130
		Output required kW	96	87	78	70	61	52

## ■ Bauxite Slurry (H type)

Type of pump	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.					
			55	50	45	40	35	30
H-225	225	Discharge m <sup>3</sup> /min.		2.340	2.110	1.875	1.640	1.400
		Output required kW		476	428	381	333	286
H-180	180	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.280	1.160	1.050	0.050	0.815	0.700
		Output required kW	252	231	207	185	161	138
H-125	120	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.442	0.400	0.361	0.321	0.281	0.241
		Output required kW	88	80	72	64	56	48

## ■ Bauxite Slurry (L type)

Type of pump	Cylinder dia.	Capacity	R.P.M.					
			55	50	45	40	35	30
L-225	225	Discharge m <sup>3</sup> /min.		2.414	2.173	1.931	1.690	1.449
		Output required kW		241	217	193	169	144
L-180	180	Discharge m <sup>3</sup> /min.	1.327	1.200	1.080	0.958	0.838	0.719
		Output required kW	131	119	107	95	83	71
L-125	125	Discharge m <sup>3</sup> /min.	0.454	0.413	0.372	0.330	0.289	0.248
		Output required kW	45	41	37	33	29	25

Note 1) Each pump is calculated on the following efficiency.

Pump type	Volumetric efficiency	Mechanical efficiency
L-225, H-225	90%	94%
L-125, H-125 L-180, H-180, H-225S	85%	94%
L-125R, H-125R H-125S, H-180S	80%	94%
S-180	75%	94%
S-125	70%	94%

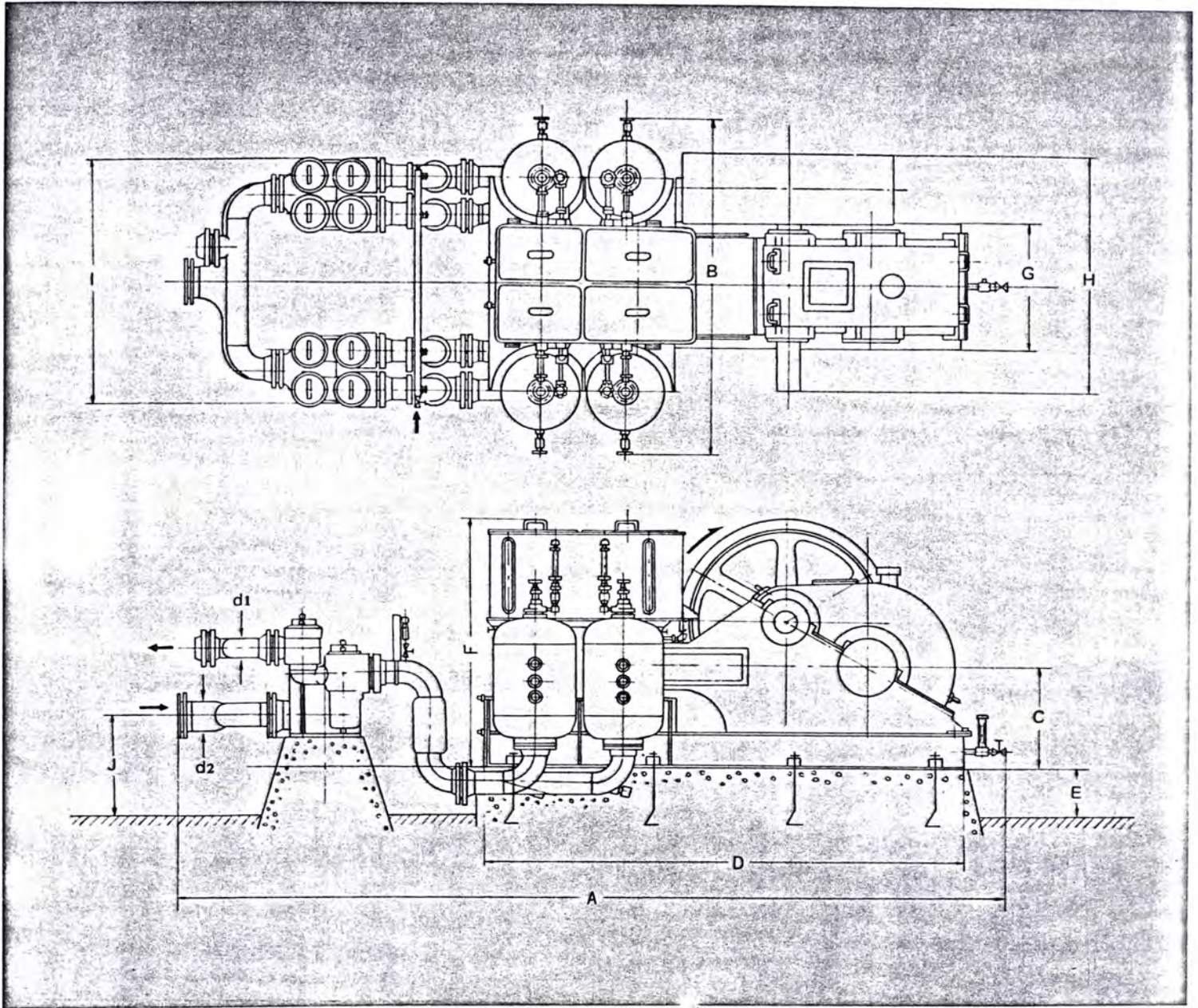
Note 2) Output required of each pump is based on its max. pressure.

Note 3) When high speed type is used under some condition, a booster pump is needed.

Please consult with us on operating condition.



# Dimensions



Unit : mm

Type	Dimension											Net wt. M/ton	
	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	d1		d2
L-125 L-125R	4039	1730	550	2400	250	1370	670	1022	1290	573	75	130	4.2
H-125 H-125R	4196	1848	620	2605	250	1458	770	1303	1382	628	75	130	7.4
L-180	5360	2336	720	3240	250	1883	850	1130	1765	617	120	200	10.7
H-180	5598	2476	800	3545	250	1998	965	1324	1905	742	120	200	16.2
L-225	6415	2478	850	4110	300	2143	980	1218	2085	725	160	250	23.3
H-225	6820	3000	920	4450	300	2238	1000	1538	2355	840	160	250	36.5
S-125	5118	2265	800	3320	250	1663	965	1816	1780	835	75	130	11.8
S-180	6480	2780	920	4510	300	2266	1000	1636	2230	700	120	200	28.0
H-125S	4440	1990	620	2685	250	1505	770	1230	1302	660	75	130	9.4
H-180S	5690	2430	800	3590	300	2020	965	1283	2120	711	120	200	19.2
H-225S	7350	3500	1050	4850	300	2600	1200	1750	3100	950	160	270	40.0

# Pole Number Table of Motors Used for Mitsubishi Mars Pumps

## V-Belt Drive

Type	L-125R L-125	H-125R H-125 H-125S	L-180	H-180 H-180S	L-225	H-225 H-225S	S-125	S-180								
V-Belt type	5V X 2650	5V X 2800	5V X 3350	8V X 3550	8V X 4000	8V X 4250	8V X 3550	8V X 4250								
Pump pulley dia.	P.C.D. 850mm	P.C.D. 1200mm	P.C.D. 1400mm	P.C.D. 1550mm	P.C.D. 1550mm	P.C.D. 1800mm	P.C.D. 1550mm	P.C.D. 1800mm								
Min. motor pulley dia.	P.C.D. 180mm	P.C.D. 180mm	P.C.D. 180mm	P.C.D. 330mm	P.C.D. 330mm	P.C.D. 330mm	P.C.D. 330mm	P.C.D. 330mm								
	Pump speed (R.P.M.)															
Pole No. Hz	50	60	50	60	50	60	50	60	50	60	50	60	50	60	50	60
10	30   31	30   37					30   32	30   38			30   34		30   33	30   32	30   38	30   33
8	32   41	38   49		30   35		30	33   43	39   51	30   38	35   45	30   37	34   44	33   43	39   51	30   37	34   44
6	42   62	50   74	30   43	36   52	30   37	31   45	44   55	52   55	39   50	46   50	38   50	45   50	44   55	52   55	38   55	45   55
4	63   100	75   100	44   100	53   100	38   55	46   55										

Note: Pump max. speed

Pump max. speed	Pump type
100 R.P.M.	L-125R, H-125R
55 R.P.M.	L-125, H-125, H-125S, S-125, L-180, H-180, H-180S, S-180
50 R.P.M.	L-225, H-225, H-225S

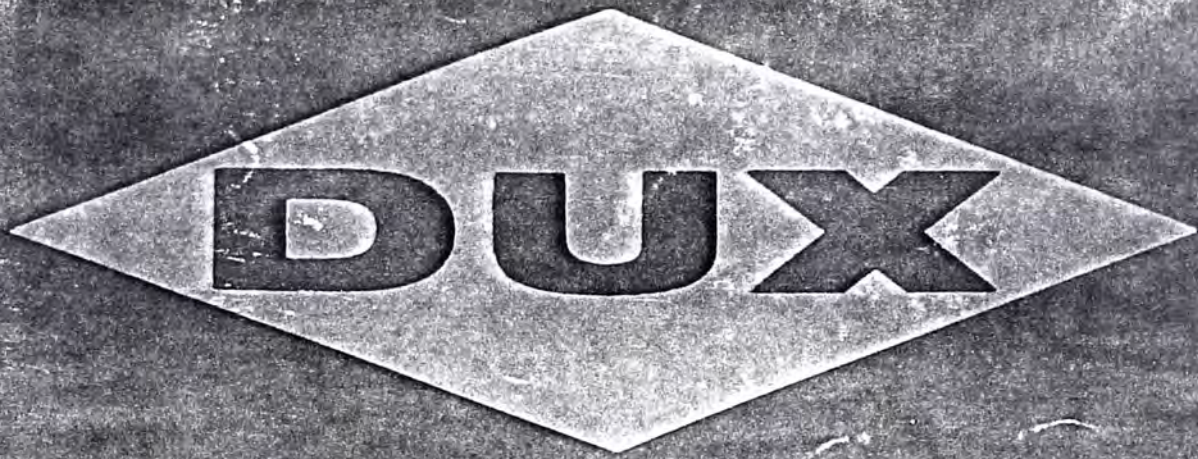
## Comparison of the cost of expendables between Mars Pumps and Piston Pumps

Name of mine	Type	Cost of expendables per 1 working hour		Cost of expendables per ton of slime transported	
		50	100(%)	50	100(%)
N	L-180 type	Piston pumps		Piston pumps	
		23.5 Mars pumps		36.4 Mars pumps	
O	H-125 type	Piston pumps		Piston pumps	
		33.4 Mars pumps		33.9 Mars pumps	

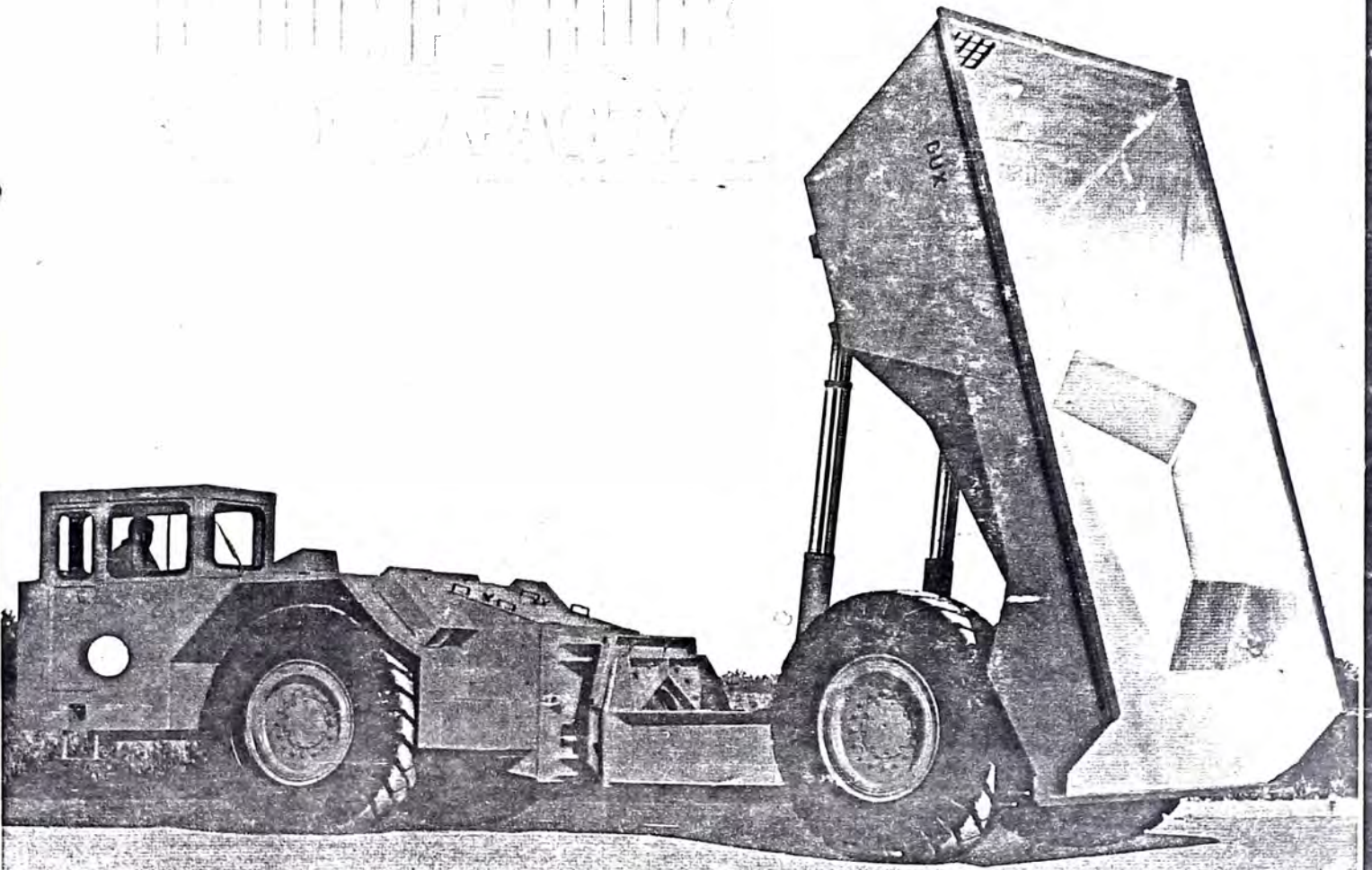
Results of six-month operation of L-180 X 350 type.

Results of one-year operation of H-125 X 250 type.





MINI-PROFILE  
LOADING CRANES  
FOR RIGIDITY







# MODEL DT 30

- Permits side or end loading
- 12 cylinder clean burning Deutz engine (others optional)
- Powershift transmission & heavy duty Planetary axles
- Center pivot steering & oscillation for smoother ride and maximum stability
- Dump cylinder geometry improves component life

- Modular design enables truck components to pass through 5 ft<sup>2</sup> (1.5 M<sup>2</sup>) opening
- Quadruple 4-wheel power service brake
- "Fail-Safe" secondary drive line brake
- Automatic brake application during engine failure or pressure drop in converter
- Maximum access to power-train & filters for easy maintenance

## SPECIFICATIONS # 218

### ENGINE

Make and Model . Deutz Diesel F12L-413FW  
 Rated HP  
 @2300 RPM .....277 HP (207 KW)  
 Maximum Torque  
 @1500 RPM .....779 ft. lbs. (1060 NM)  
 Bore and Stroke ....4.92" x 5.12" (125 x 130 mm)  
 Displacement .....1168.2 cu. in. (19.144 litres)  
 Number of Cylinders .....V12  
 Cooling .....Air  
 Electrical System ..12V /24V starting (Optional)

### TORQUE CONVERTER

Clark Model CL8002 Converter with "Lock-up".  
 Stall Ratio 3.09:1

### TRANSMISSION

Full Power Shift, Clark Model 5420 .. 4 Speeds,  
 Forward & Reverse  
 Ratios .....5.33:1 - 2.74:1 -  
 1.40:1 - 0.72:1

Two (2) integrated coolers for steep grade work

### AXLES

Clark Model D-75720 Planetary type with high traction differential in front and planetary axle with no spin in rear  
 Ratio .....25.33:1

### DRIVE LINES

Extra heavy duty drive line arrangement. P-Transmission outlets and axle input flanges are 9C Mechanics Split drive lines to rear axle specifically designed for rough mining applications

### WHEELS AND TIRES

Front and Rear heavy duty full circle disc type demountable rims.  
 Tire size front and rear ..... 18.00-33,  
 32 ply hard rock or equivalent

### BRAKES

Service: Quadruple system combination service, holding and emergency brake front and rear axle, independent large sized B.F. Goodrich Hi-Torque expander tube brakes on all four wheels

Type ..... 'Fail-Safe-Air' over hyd.  
 Brake Size ..... 20-1/4" x 5" (515 x 127 mm)  
 Brake Torque/axle . 44 000 ft. lbs. (59 665 NM)  
 Secondary Brakes:

Driveline 'Fail-Safe-Straight-Air

Safety & Parking:

Brakes apply automatically in case of engine failure or pressure drop in torque converter, thus preventing truck from back rolling when operating on ramps.

### STEERING

Hydraulically powered frame steering.  
 2 hydraulic double acting cylinders with hardened bearings and finger tip control.  
 Turning angle .....42° in each direction for a total of 84°

### OSCILLATION

Center oscillation ..± 10° for 20° with heavy duty large type roller bearing guaranteeing minimum maintenance and a smooth ride. One wheel can drop or rise 16" (405 mm) with all other wheels remaining on ground.

### FRAMES

Heavy duty structure specifically for mining application.  
 Lateral articulation for steering.  
 Vertical oscillation for suspension through large diameter heavy duty roller bearing.

### PINS

Made from high tensile alloy steel.

### DUMP BODY

Made from abrasion resistant high tensile strength alloy steel. High resistance to wear and abrasion substantially lengthens service life.

### HYDRAULIC SYSTEM

Cylinders:  
 Steering cylinders (2), diameter . 4" (101 mm)  
 Dump cylinders (2), diameters ... 7" (178 mm)  
 ... 6" (152 mm)

Filters:  
 Suction Line .... 125 Micron Mesh  
 Pressure Line ... 25 Micron Mesh  
 High pressure filter equipped with service indicator.

Cooler:  
 Oil Cooler (1)

Pump:  
 Heavy duty dual gear type  
 Steering 45 GPM (170 L/M) -  
 Dumping 90 GPM (340 L/M)

### TANK CAPACITIES

Fuel ..... 150 U.S. gal. (568 L)  
 Hydraulic ..... 90 U.S. gal. (340 L)

### SEATING

Operator side seated for maximum visibility and bi-directional tramping.

### COMPONENT BREAKDOWN

Front Frame ..... 59" x 57"  
 (1500 mm) x (1450 mm)  
 R.H. Fender ..... 47" x 36"  
 (1195 mm) x (915 mm)  
 L.H. Fender ..... 46" x 36"  
 (1170 mm) x (915 mm)  
 Rear Frame ..... 58" x 41"  
 (1475 mm) x (1040 mm)  
 Dump Box (Split) . 56" x 56"  
 (1420 mm) x (1420 mm)

Entire std. unit is made when dismantled to pass through a 5'-0 square (1.5 M) opening. Even through smaller shaft (Optional).

### WEIGHTS

Empty ..... 49 200 lbs. (22 288 kg)  
 Loaded ..... 109 200 lbs. (49 468 kg)

### STANDARD EQUIPMENT

- Dual dry type 2 stage air cleaners
- Bi-directional power steering
- 'Fail-Safe-Air' over hydraulic quadruple power service brake system
- Automatic safety brake applicator
- Power shift transmission and torque converter with lock-up
- Exhaust purifier-dry type
- Bi-directional steering control (stick)
- Loud signal air horn
- Heavy duty wear resistant dump body
- Air cushioned operator's seat with seat belt
- Hydraulic oil cooler and inline hydraulic pressure filter with indicator
- 12 Volt system with marine type 88 AMP alternator
- Air starter with neutral start only
- Extra heavy duty batteries size C8D. 225 AMP/HR 25 plates/cell
- Lamalloy L9 180 000 psi (12655 kg/cm<sup>2</sup>) bolts fastener system
- Lights front & rear
- Converter & engine oil coolers
- Center hinge lock arm
- Dump box service support arm
- Center oscillation & 4" (101 mm) articulation pins
- Low oil pressure/high engine temp audio visual alarm system

### GAUGES

- Ammeter
- Air gauges
- Converter pressure gauge
- Hourmeter
- Engine oil pressure gauge
- Engine Temp-gauge
- Back up alarm

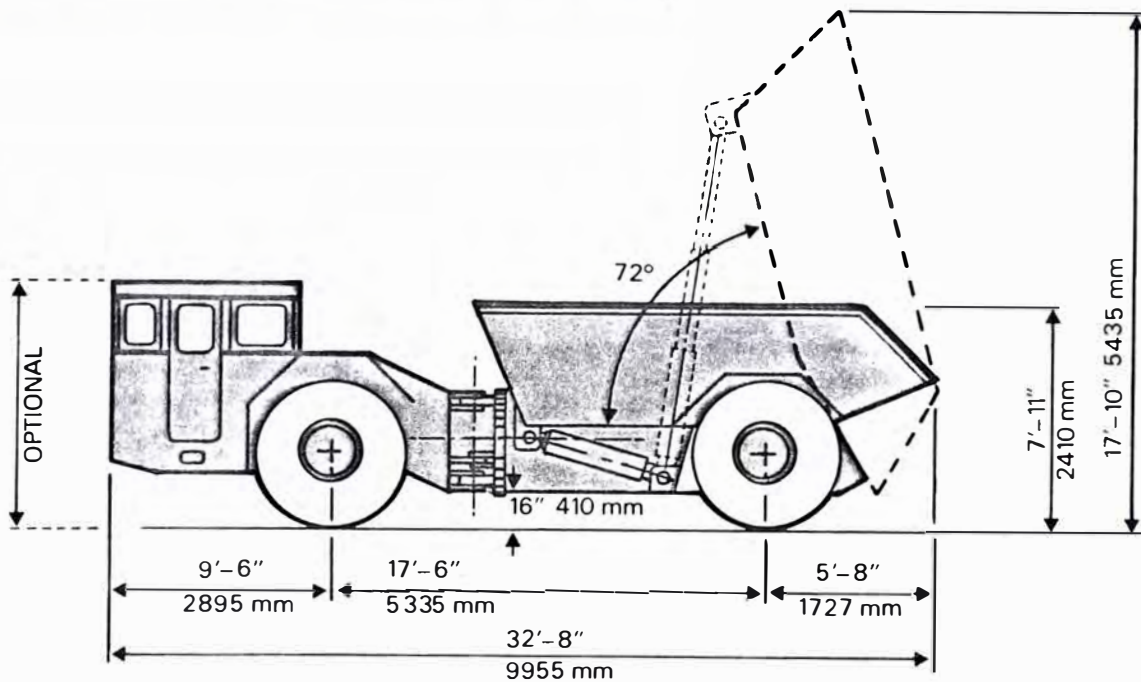
### OPTIONAL EQUIPMENT

- Different engines
- Protective cab or canopy (fops or rops)
- Emergency auxiliary steering system
- Different exhaust systems
- Different dump box sizes and rubber liner
- 24 volt electric starter
- Cat type pilot operated positive servo control wheel steering
- Ansul fire suppression system
- Air operated engine retarder

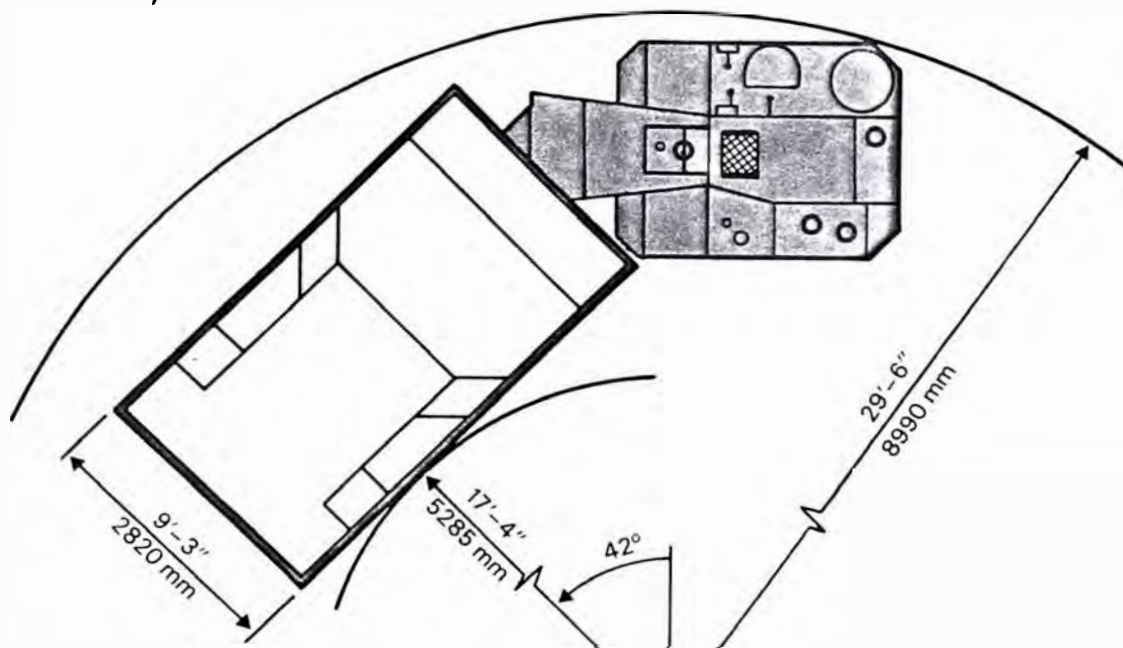




# LOW PROFILE 30 TON PAYLOAD 4 WHEEL DRIVE DUX DUMP TRUCK



277 HP MINE RATING  
(207 KW)



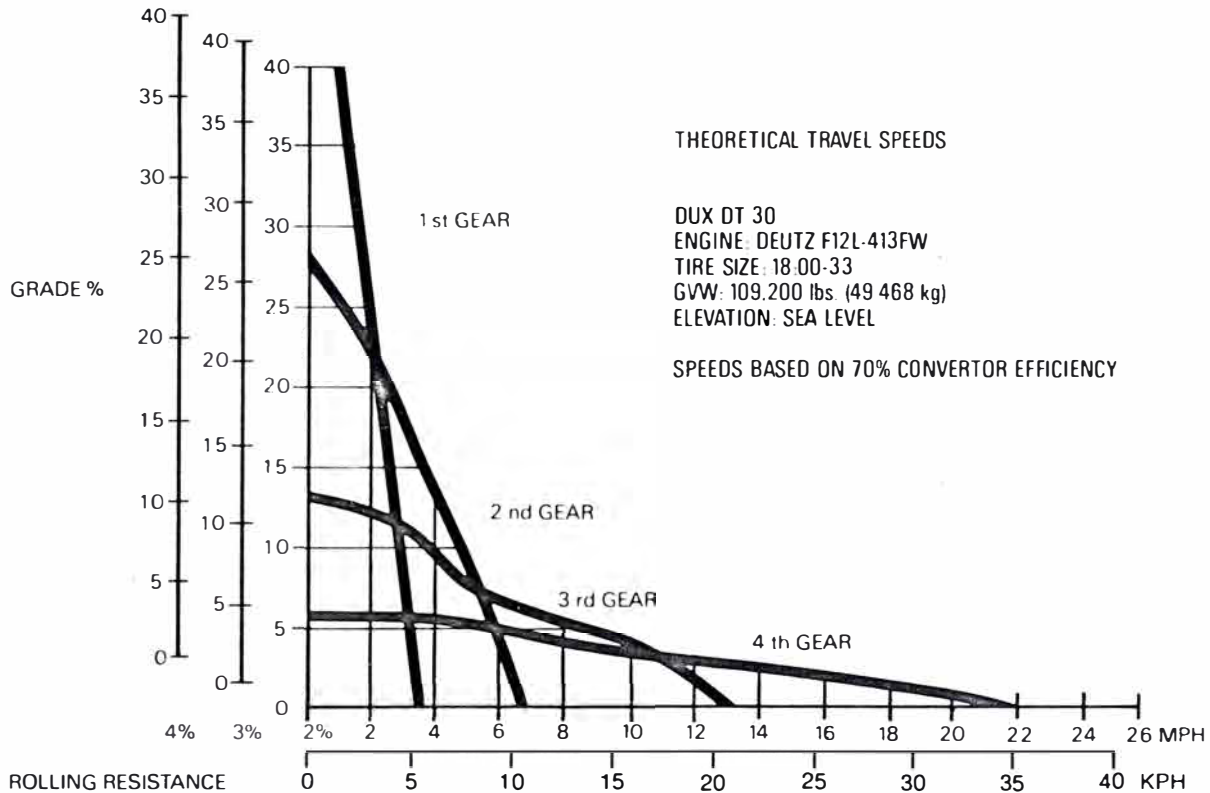
TURNING RADIUS



**DUX** DT 30



# DT30 HAS HIGH POWER TO WEIGHT RATIO FOR LOW HAULING COST



**PAYLOAD CAPACITY**  
Rated capacity . . . 30 tons (short) 27.2 tons (metric)

**DUMP BODY CAPACITY SAE**  
Heaped . . . . . 19.6 cu. yd. 15 cu. m.  
Struck . . . . . 16.4 cu. yd. 12.5 cu. m.

**DISCHARGING**  
Max. dumping height required at 75°  
dumping angle . . . 17'-10" 5435 mm (approx.)

**TRAVEL SPEED**  
Maximum approx.  
speed . . . . . 22 MPH 35 KM/H

**TURNING RADIUS**  
Inside . . . . . 17'-4" 5285 mm  
Outside . . . . . 29'-6" 8990 mm

**APPROXIMATE OVERALL DIMENSIONS**  
Length . . . . . 32'-8" 9955 mm  
Width . . . . . 9'-3" 2820 mm  
Overall height . . . 7'-11" 2410 mm  
Ground clearance  
(middle) . . . . . 1'-4" 410 mm  
Wheelbase . . . . . 17'-6" 5335 mm  
Track . . . . . 6'-8" 2035 mm

**WEIGHTS**  
Empty . . . . . 49 200 lbs 22 288 kg  
Loaded . . . . . 109 200 lbs 49 468 kg

## DUX MACHINERY CORPORATION

615 Lavoisier, Repentigny (Montreal), Quebec, Canada J6A 2E3.  
Phone (514) 581-8341 Telex 05-828859



# SCOOPTRAM



## WAGNER MINING EQUIPMENT CO.

P.O. BOX 20307 PORTLAND, OREGON 97220

### SPECIFICATIONS FOR

MODEL ST-13  
4-WHEEL DRIVE SCOOPTRAM  
SPECIFICATION NO. 577490

MARCH, 1980

CAPACITY (S.A.E. RATED):	LBS.	(KG)
Static Tipping Load		
Straight Ahead . . . . .	107,172	(48,613)
Tramming Capacity. . . . .	39,000	(17,690)
Breakout Capacity. . . . .	57,958	(26,289)
HYDRAULIC BREAKOUT FORCE:. . . . .	63,983	(29,022)

BUCKET (STANDARD):

Capacity, S.A.E. Rating	
Nominal Heaped . . . . .	13 Cu. Yds. (9.9M <sup>3</sup> )
Struck . . . . .	11 Cu. Yds. (8.4M <sup>3</sup> )
Raising Time, Seconds. . . . .	9.0
Lowering Time, Seconds . . . . .	7.0

VEHICLE SPEEDS, LOADED:

FORWARD OR REVERSE				
Gear	1st	2nd	3rd	4th
Speed in MPH	3.1	5.2	8.7	14.3
Speed in KM/H (5.0)	(8.4)	(14.0)	(23.0)	

MANEUVERABILITY: See Performance Curve

ENGINE:

Caterpillar Diesel (4 Cycle) Model 3406TA

Maximum Power @ 2100 RPM . . . 375 HP (380 PS)

MSHA Schedule 24 Power Rating

@ 2100 RPM . . . . . 375 HP (380 PS)

Maximum Torque @ 1300 RPM, 1084 FT-LB (150M-KG)

Bore and Stroke. . .5.4" x 6.5" (137 x 165 mm)

Number of Cylinders. . . . .6

Displacement . . . . . 893 Cu. In. (14,636 CM<sup>3</sup>)

Cooling. . . . . Water

Electrical System. . . . . 24 Volts

MSHA Ventilation . . . 55,000 CFM (1557 M<sup>3</sup>/Min.)

TORQUE CONVERTER:

Single-Stage with 3:1 Stall Torque Ratio;

Clark . . . . . Model C-8602

TRANSMISSION:

Full Power Shift, 4 Speeds Forward and

4 Speeds Reverse; Clark . . . . . Model 8422

AXLES:

Spiral Bevel Differential, Full Floating

Planetary Wheel End Drive Front and

Rear; Clark . . . . . Model 85,750

STANDARD BRAKES:

Service: 4-Wheel, Air Over Hydraulic,

Disc Heavy-Duty, Size 22.75 x 1 1/2 (578 x 13mm)

Parking: Spring-Applied, Air-Released,

Driveline Disc Brake

TIRES:

Tubeless, Super Hard Rock Lug Tread Design,

W/Underground Mine Service Compound on

Demountable Rims.

Tire Size, Front and Rear, 29.5 x 29, 34 Ply

STEERING:

Articulated with Self-Aligning Thrust

Bushing. Hydraulic Rotary Servo Control

Bi-Directional, Automatic Orientation.

Turning Angle - 85° (42.5° each side)

System Pressure - 2100 PSI

HYDRAULIC SYSTEM:

Cylinders: Double-Acting with Chrome Plated

stems.

Steering Cyl. (2), Dia. 7.0" (177.8 MM)

Hoist Cyl. (2), Dia. 9.5" (241.3 MM)

Dump Cyl (1), Dia. 11.0" (279.4 MM)

Pumps: Heavy-Duty Gear Type

Dump and Hoist - 153 GPM @ 2200 RPM (579L/M)

Steering - 46 GPM @ 2200 RPM (174L/M)

Filter: Suction Line - 28 Micron

TANK CAPACITY:	U.S. GAL.	(L)
Fuel . . . . .	200	(757)
Hydraulic Fluid. . . . .	230	(871)

OSCILLATION:

Rear Axle, Synthane Bushings

Degree of Oscillation - Total 20°

EXHAUST CONDITIONER: Catalytic Purifier

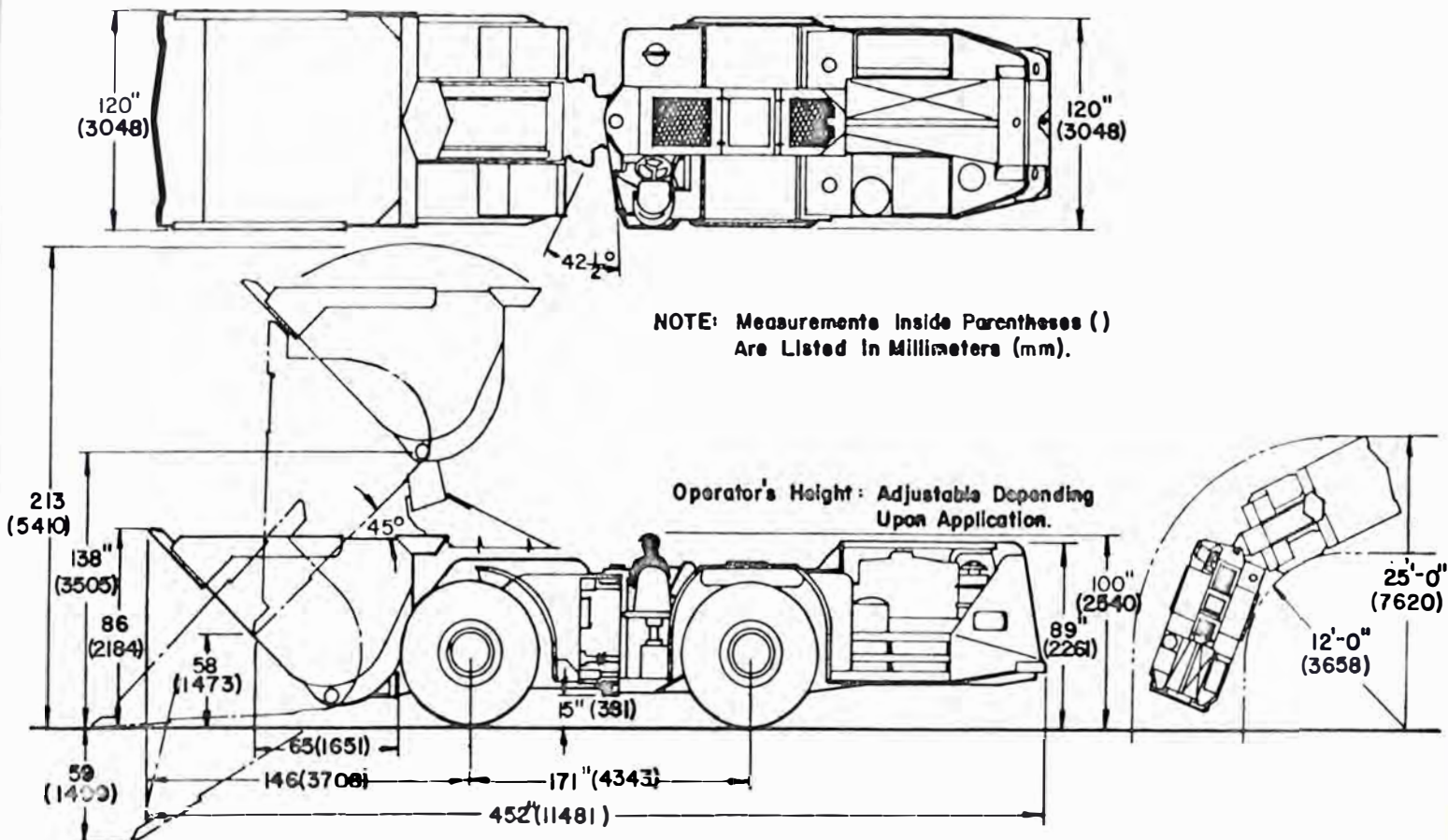
OPERATOR'S ARRANGEMENT:

Side Seating for Bi-Directional Operation

and Maximum Visibility.

WEIGHT (APPROXIMATE):	LBS.	(KG)
Operating . . . . .	99,300	(45,042)

# MODEL ST-13



NOTE: Measurements Inside Parentheses ( ) Are Listed In Millimeters (mm).

## STANDARD SPECIFICATIONS:

- |  |   |
|--|---|
| <ul style="list-style-type: none"> <li>Air Gauge</li> <li>Voltmeter</li> <li>Converter Pressure Gauge</li> <li>Converter Temperature Gauge</li> <li>Engine Hour Meter</li> <li>Engine Oil Pressure Gauge</li> <li>Engine Temperature Gauge</li> <li>Low-Air/High-Temp. Audio-Visual Alarm System</li> <li>Air Compressor Filter</li> <li>Engine Fuel Filter</li> <li>Engine Fuel Fine Filter</li> <li>Engine Oil Filter</li> <li>Engine Oil Fine Filter</li> <li>Suction Line Filter (Hydraulic Oil)</li> <li>Transmission Oil Filter</li> <li>Air Cleaners</li> <li>Alternator</li> </ul> | <ul style="list-style-type: none"> <li>Batteries, H.D. (2)</li> <li>Battery Isolation Switch</li> <li>Converter Oil Cooler</li> <li>Converter Charging Pump</li> <li>Engine Skid Plate</li> <li>Hydraulic Power Steering</li> <li>Lights</li> <li>Neutral Start Only</li> <li>Operator's Seat, Track-Mounted, Foam-Padded, With Adjustable Suspension</li> <li>Safety Fuel-Shut-Off Valve</li> <li>Swivel Hinge Lock Arm</li> <li>Fenders</li> <li>Abrasion-Resistant-Alloy Cutting Blades</li> <li>Fully-Stabilizing Bucket</li> </ul> |
|--|---|

NOTE: The Manufacturer reserves the right to change the specifications and/or design of this vehicle at any time without notice.

For Further Information Contact:



Designers and Manufacturers of Mining Equipment